

UNIVERSIDAD NACIONAL DE PIURA

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS

ESCUELA DE INGENIERIA DE MINAS



TESIS

**“ANÁLISIS DEL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO
ASCENDENTE SEMIMECANIZADO, FRENTE AL MÉTODO
LONG WALL EN LA PRODUCCION DE MINERAL DEL TAJO
6520, NV 2760, COMPAÑÍA MINERA PODEROSA S.A.”**

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:
INGENIERA DE MINAS**

PRESENTADO POR:

BR. MARIA LOIDI CÓRDOVA MONDRAGÓN

ASESOR: DR. ING° NOE OJEDA CERRO

**LINEA DE INVESTIGACION:
APROVECHAMIENTO Y GESTION SOSTENIBLE DEL AMBIENTE
Y LOS RECURSOS NATURALES**

PIURA – PERÚ

2019

“UNIVERSIDAD NACIONAL DE PIURA”

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS

ESCUELA DE INGENIERIA DE MINAS



TESIS

“ANÁLISIS DEL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE SEMIMECANIZADO, FRENTE AL MÉTODO LONG WALL EN LA PRODUCCION DE MINERAL DEL TAJO 6520, NV 2760, COMPAÑÍA MINERA PODEROSA S.A.”

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:

INGENIERA DE MINAS

PRESENTADO POR:

BR. MARIA LOIDI CORDOVA MONDRAGÓN

EJECUTORA

DR. ING° NOE OJEDA CERRO

ASESOR

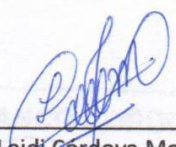
DECLARACIÓN JURADA DE ORIGINALIDAD DE LA TESIS

Yo María Loidi Córdova Mondragón, identificado con DNI 41701569 bachiller de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, facultad de ingeniería de minas y domiciliado en Av. San Felipe mz. F3 lot. 01 Asentamiento Humano Jesús María, celular 978092434, Email: loidicor19@gmail.com

DECLARO BAJO JURAMENTO: que la tesis que presento es original e inédita, no siendo copia parcial ni total de una tesis desarrollada, y/o realizada en el Perú o en el Extranjero, en caso contrario de resultar falsa la información que proporcione, me sujeto a los alcances de lo establecido en el Art. N° 411, del código Penal concordante con el Art. 32° de la Ley N° 27444, y Ley del Procedimiento Administrativo General y las Normas Legales de Protección a los Derechos de Autor.

En fe de lo cual firmo la presente.

Piura, agosto del 2019.



María Loidi Córdova Mondragón
DNI 41701569

Artículo 411.- El que, en un procedimiento administrativo, hace una falsa declaración en relación con hechos o circunstancias que le corresponde probar, violando la presunción de veracidad establecida por ley, será reprimido con pena privativa de libertad no menor de uno ni mayor de cuatro años.

Art. 4. Inciso 4.12 del Reglamento del Registro Nacional de Trabajos de Investigación para optar grados académicos y títulos profesionales –RENATI Resolución de Consejo Directivo N° 033-2016-SUNEDU/CD.

“UNIVERSIDAD NACIONAL DE PIURA”

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS

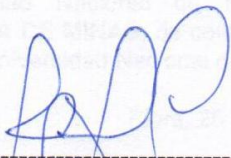
ESCUELA DE INGENIERIA DE MINAS



TESIS

**“ANÁLISIS DEL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO
ASCENDENTE SEMIMECANIZADO, FRENTE AL MÉTODO
LONG WALL EN LA PRODUCCION DE MINERAL DEL TAJO
6520, NV 2760, COMPAÑÍA MINERA PODEROSA S.A.”**


JURADO DE TESIS



DR. ING°. WILSON SANCARRANCO CORDOVA
PRESIDENTE



DR. ING°. JOSE RODRIGUEZ LICHTENELDT
SECRETARIO



ING° MARTIN ZETA FLORES. Msc.
VOCAL

DEDICATORIA

La presente tesis está dedicada de manera especial a mi madre ya que ella fue y sigue siendo el principal cimiento para la construcción de mi vida profesional, sentó en mí la base de responsabilidad y deseos de superación, en ella tengo el espejo en el cual me quiero reflejar pues sus virtudes infinitas y su gran corazón me llevan admirarla cada día más.

A mi padre, abuelita y mis hermanas también está dedicado este nuevo logro que lo he concluido con éxito, gracias al apoyo incondicional que me han brindado en este arduo trayecto de mi vida.

AGRADECIMIENTO

Agradezco infinitamente a Dios por la vida llena de amor y bondad que me a brindado al haberme regalado a mi razón de ser hoy en día, mi adorada madre a quien le estaré eternamente agradecida por todo su apoyo incondicional para salir adelante y cumplir cada una de mis metas propuestas.

Agradecer de una manera especial a mi padre, el cual es una persona fundamental en mi vida, para poder desarrollarme como persona y profesionalmente.

Finalmente quiero agradecer a todas esas personas que contribuyeron con el desarrollo de este trabajo de investigación.

INDICE.....	7
RESUMEN.....	12
ABSTRACT.....	14
 1. CAPITULO I: PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	
1.1. Descripción de la realidad problemática	16
1.2. Justificación e importancia de la investigación	17
1.3. Objetivos	18
1.3.1. Objetivo general	18
1.3.2. Objetivo Especifico	18
1.4. Delimitación de la Investigación	18
1.5. Antecedentes de la Investigación	19
1.6. Evaluación de la Investigación	20
 2. CAPITULO II: MARCO TEORICO	
2.1. Bases Teóricas	21
2.2. Métodos de Explotación	21
2.2.1. Minería Superficial	21
2.2.2. Minería por Dragado	22
2.2.3. Minería subterránea	22
2.2.4. Clasificación de Métodos	24
2.2.4.1. Corte y Relleno Ascendente (Over cut and fill)	25

2.2.4.1.1. Condiciones de Aplicación -----	26
2.2.4.1.2. Principios de Aplicación -----	27
2.2.4.1.3. Manejo de Mineral -----	27
2.2.4.1.4. Arranque -----	28
2.2.4.1.5. Características -----	28
2.2.4.1.6. Variantes del Método Corte y Relleno -----	29
2.2.4.1.7. Condiciones de aplicación del método de explotación -	31
2.2.4.1.8. Trabajos Previos y Explotación -----	33
2.2.4.2. Métodos Long Wall -----	34
2.2.4.2.1. Requerimientos para el uso del método Long Wall ----	37
2.2.4.2.2. Preparación del block Galería -----	38
2.2.4.2.3. Perforación y Voladura-----	40
2.2.4.2.4. Limpieza-Extracción -----	41
2.3.4.2.5. Desatado de Rocas y Sostenimiento -----	41
2.3. Glosario de conceptos básicos -----	42
2.4. Marco Referencial -----	43
2.5. Hipótesis -----	44
2.6. Metodología de Investigación -----	44
2.6.1. Tipo de Investigación -----	44

2.6.2. Método de Investigación -----	45
2.6.2.1. Método Tecnológico -----	45
2.6.2.2. Método Experimental -----	45
2.6.3. Definición y Operacionalización de variables -----	45

3. CAPITULO III: ASPECTOS GEOLOGICOS

3.1. Ubicación y accesibilidad -----	47
3.2. Geología General y Regional -----	48
3.3. Geología Estructural -----	49
3.3.1. Geomorfología -----	49
3.4. Geología del Yacimiento -----	49
3.5. Caracterización del Macizo Rocoso -----	51
3.5.1. Parámetros del Macizo Rocoso -----	51
3.5.2. Índice de Designación de la Calidad de roca (RQD) -----	52
3.5.3. Método del Índice GSI El Índice de Resistencia Geológica -----	53

4. CAPITULO IV: OPERACIONES DE PERFORACION Y VOLADURA

4.1. Plan de Perforación -----	54
4.1.1. Identificación del Block y Evaluación de Reservas -----	54
4.1.2. Consideraciones de Diseño -----	55

4.1.3. Labores de Exploración y Desarrollo -----	61
4.2. Consideraciones Geomecánicas del Diseño -----	62
4.2.1. Análisis de Estabilidad – Corte y Relleno Semimecanizado ---	63

5. CAPITULO V: PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL

5.1. Consideraciones Técnicas de la Secuencia de Minado -----	67
5.1.1. Consideraciones Tecnicas de Métodos -----	67
5.1.1.1. Corte y Relleno Ascendente con Voladura Masiva -----	67
5.1.1.2. Corte y Relleno Ascendente con Voladura en Tramos ---	71
5.1.2. Long Wall y sus Variantes -----	76
5.1.2.1. Long Wall con Perforación y Voladura Masiva -----	76
5.1.2.1.1. Costo de Limpieza de Mineral con Winche -----	76
5.1.2.2. Long Wall con Perforación y Voladura en Breasting -----	78

6. CAPITULO V: PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL

6.1. Disponibilidad de Equipos -----	81
6.1.1. Disponibilidad Mecánica -----	81
6.1.2. Maquinaria -----	83
6.3. Resumen horas equipo -----	83

7. CAPITULO VII: ANALISIS PRODUCTIVO ECONOMICO

7.1. Análisis Productivo Económico -----	89
7.1.1. Costos de Método de Explotación -----	89
7.2. Cumplimiento del Programa -----	94
7.3. Valorizaciones -----	97
7.4. Conclusiones y Recomendaciones -----	100
7.4.1. Conclusiones -----	100
7.4.2. Recomendaciones -----	100
Anexos-----	102

RESUMEN

Dentro de la ejecución de la presente tesis, nos basamos en el análisis estudios comparativos que nos permitan comprobar el nivel de eficiencia alcanzado al variar un método de explotación y pasar de un sistema tradicional a un sistema mecanizado, si bien es cierto que el equipo tiene un costo de capital más elevado y se debe justificar dicha inversión, las ventajas a largo plazo son de gran proporción. Inicialmente se venía trabajando bajo el método Long Wall con sostenimiento de puntales y wodd packs, para dicho trabajo se utilizaba los winches de arrastre y disparos para el winche, pero al tener una potencia que en muchas ocasiones bordea los 4 metros y un buzamiento de 35° se planteó un cambio por un método mecanizado que pueda darnos una ventaja competitiva a nivel económico y operacional frente a las demás contratas que desempeñan la labor de extracción. Se ingresó un scoop al tajo de explotación mediante izaje, para actuar como equipo cautivo y desempeñar dos funciones iniciales (comunicar al nivel principal mediante una rampa y agilizar el proceso de minado), lo cual se logró hacer en un plazo de 6 meses comunicando al nivel principal, dejando así el paso libre para el ingreso de más equipos. Al contar con tres bloques principales de explotación se empieza a hacer la zonificación por niveles dentro de los cuales nos centraremos en el nivel 2760 que es donde se inicia las operaciones, por debajo de él hay un bloque de 20m x 40m que ha sido explotado en un lapso de 2 años mediante el método tradicional, en el bloque por encima de este nivel se encuentra un bloque de similares características 30m x 40m, el cual ha sido explotado en un 75% solo en este año, lo que nos da una muestra de la versatilidad del uso de

maquinaria. Nuestro principal problema radica en la preparación, como se puede apreciar en el capítulo de resultados, nuestro uso efectivo sobre los tajeos es muy bajo, 54% de uso en explotación y un 33% en stand by, lo que nos muestra que el tajo 6520 no tiene la preparación suficiente para poder desempeñar el trabajo de manera óptima, aún con estos imprevistos se ha logrado un mayor desarrollo de la mina y obtener una valorización por encima de lo planificado bordeando una ganancia adicional promedio de 600,000 soles, que justifica fácilmente la compra de un equipo y por lo tanto la mecanización del tajo, mejorando el ciclo de minado y garantizando las condiciones de seguridad para los trabajadores y sus equipos.

Palabras Claves: análisis estudios comparativos, Long Wall con sostenimiento de puntales y wodd packs, método mecanizado, bloques principales de explotación.

Abstract

Within the execution of this thesis, we rely on comparative analysis studies that allow us to verify the level of efficiency achieved by varying a method of exploitation and move from a traditional system to a mechanized system, although it is true that the equipment has a cost of higher capital and this investment must be justified, the long-term advantages are of great proportion. Initially it was working under the Long Wall method with support of props and wodd packs, for this work was used the winches of drag and shots for the winch, but having a power that often borders the 4 meters and a dip of 35 ° a change was proposed by a mechanized method that can give us a competitive advantage at an economic and operational level compared to the other contracts that perform the extraction work. A scoop was entered into the exploitation pit by hoisting, to act as a captive team and to perform two initial functions (communicate to the main level by means of a ramp and speed up the mining process), which was accomplished within a period of 6 months by communicating to the main level, thus leaving the free passage for the entry of more teams. By having three main blocks of exploitation begins to make the zoning by levels within which we will focus on the level 2760 which is where the operations start, below it there is a block of 20m x 40m that has been exploited in a span of 2 years using the traditional method, in the block above this level is a block of similar characteristics 20m x 40m, which has been exploited by 75% only this year, which gives us a sample of the versatility of the use of machinery. Our main problem lies in the preparation, as can be seen in the results chapter, our effective use on the tajes is very low, 54% of use in operation and 33% in standby, which shows us that the 6520 pit it does not

have enough preparation to be able to perform the job in an optimal way, even with these unforeseen events it has been possible to achieve a greater development of the mine and to obtain a valuation above the planned bordering an additional average profit of 600,000 soles, which justifies the purchase easily of a team and therefore the mechanization of the pit, improving the mining cycle and guaranteeing safety conditions for workers and their equipment.

Descriptors: Valorization, exploitation method, mechanical availability

Keywords: comparative studies analysis, Long Wall with prop support and wodd packs, mechanized method, main operating blocks.

1. CAPITULO I: PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción de la realidad problemática

En la Empresa Minera Poderosa de la unidad de producción Santa María: Contrata Minera ARCA SAC; en la veta Samy –NV 2760-Tajo 6520, se realiza la explotación de mineral mediante el método Long Wall.

La veta SAMY tiene una orientación de 290°N con buzamiento promedio de 35° el diseño de block es de 40 m de ancho y 30 m de alto, la potencia de veta es de 0.8 m a 2m y leyes de 39 g/ton.

La excavación se realiza por métodos convencionales mediante la perforación y voladura, primeramente, en el extremo derecho del block un pilar de 3m, para luego perforar en realce una chimenea slot hasta quedar 3m del block a la galería, el cual nos sirve como cara libre, la perforación se hace en Breasting. Utilizando en la perforación maquinas Jack Leg, barras cónicas de 4' y 6' x 7/8" y brocas descartables de 36 mm, perforando taladros 1.6m de profundidad en promedio, en la voladura se usa Emulnor 1000 85%, 1"x7" y Emulnor 3000 100%, 1"x8", Cordon detonante 5G y, como accesorios de voladura se utiliza Fanel MS (fulminante no eléctrico 2.4m), Carmex 2.40 m y el Igniter cord. Para el sostenimiento se usa puntales con Jack pot, cuadros, Wood pack y cribbing, la limpieza de mineral se viene realizando con winche eléctrico de 30 HP y 15 HP hacia los echaderos de mineral que será extraído con carros U35 transportados con locomotora.

Con la excavación del método de minado Long Wall no se logra el tonelaje requerido por compañía poderosa como, ocasionando mayor tiempo de recuperación de mineral.

Entre uno de los principales problemas encontrados en el ciclo de minado se destaca el elevado costo de sostenimiento y la limpieza del mineral por varios manipuleos, que trae como consecuencia la lenta producción de mineral y por ende no alcanzar el tonelaje requerido. Para mejorar la producción es necesario contar con un scoop de 1.5 yd³.

Es necesario realizar rampas basculantes de acuerdo a la sección de trabajo y así como el sostenimiento con relleno detrítico que aportan de las labores en desmonte (Chimeneas, rampas y cortadas) con la finalidad de estabilizar los tajeos, cumplir con la producción por mes requerida, tener un menor tiempo de minado del block, reducir los tiempos de extracción y reducir los costos de explotación.

1.2. Justificación e Importancia de la Investigación

La investigación tiene una justificación técnica, económica y académica:

- ✓ **Técnica:** Desde el punto de vista técnico lo que se busca conocer es la influencia del equipo scoop 1.5 yd³ para la limpieza de mineral en el tajo 6520, nivel 2760 en la unidad minera Santa María, Compañía Minera Poderosa S.A.
- ✓ **Económica:** Desde el punto de vista económico el proyecto de investigación se justifica dado que reducirá los costos y además de incrementar la producción mensual.
- ✓ **Académico:** El proyecto de investigación se justifica porque permitirá mejorar los conocimientos de los investigadores en la búsqueda de la mecanización en sus operaciones, permitiendo contrastar el modelo corte

relleno ascendente Semimecanizado con los tajos ubicados en el batolito de Pataz y además de servir para la obtención del título profesional.

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo General

Analizar el método de corte y relleno ascendente semimecanizado, frente al método Long Wall para conocer las ventajas para la producción de mineral en el tajo 6520, NV 2760, Compañía Minera Poderosa S.A.

1.3.2. Objetivos específicos

- ✓ Analizar las operaciones unitarias del método Long Wall y del método de corte y relleno ascendente semimecanizado.
- ✓ Determinar los costos de producción del método Long Wall y del método de corte y relleno ascendente semimecanizado.
- ✓ Determinar las ventajas en los métodos Long Wall y corte relleno ascendente semimecanizado y establecer la cantidad por Horas/Tm extraída.
- ✓ Determinar el ahorro por mineral extraído de la metodología corte y relleno ascendente semi-mecanizado
- ✓ Proponer los cambios en función de los resultados obtenidos.

1.4. Delimitación de la investigación

Es representado por la Veta SAMY que se encuentra ubicada en el Nivel 2760 dentro de la unidad Santa María. Para poder acceder debemos trasladarnos desde Bocamina ubicado en el Nivel 2670 por medio de la CR NE hacia la Rampa Jany la cual nos llevará directo hacia el Nivel 2760 donde se encuentra la muestra de nuestro estudio.

1.5. Antecedentes de la Investigación

Se revisaron estudios de factibilidad de la implementación del método corte relleno semi-mecanizado por el convencional y los informes de investigaciones realizadas relacionadas al tema:

- Buendía Sulca, 2010), en su tesis “Incremento de la productividad del método de corte y relleno ascendente semi-mecanizado en Consorcio Minero Horizonte S.A.” concluyo que con el método corte relleno semi-mecanizado con equipo scoop autónomo se obtiene una mayor producción de mineral así también nos habla de una nueva corriente mundial, la cual exige llevar adelante procesos sistematizados, integrales, en las organizaciones, a fin de minimizar y controlar los riesgos de manera integral, maximizando las utilidades en las organizaciones (Pg.102).
- (Laura Lazo, 2015), en su tesis “Implementación del método corte y relleno ascendente semi-mecanizado para mejorar la productividad en mina Julcani, compañía de minas Buenaventura S.A.A.” concluyo que el nivel de productividad con el método corte relleno semi-mecanizado aplicando perforación y voladura en breasting es de 16.8% en comparación con el método convencional y un costo beneficio de 3.41 US\$ por tonelada métrica a partir de un costo de 22,72 US\$ (Pg.103).
- Bautista Condori, 2017) en su tesis “Diseño y planeamiento de minado subterráneo para incrementar la producción diaria de la unidad operativa Pallancata Proyecto Pablo-Compañía Minera Ares S.A.C.” nos da alcances sobre el método “El método requiere de la ejecución de una rampa operativa, de la misma se genera cruceros hacia la estructura y se corre la

galería a lo largo del rumbo de la veta y por la longitud del tajo, luego se inicia el proceso de explotación cuya perforación se realiza con máquinas Jack Leg y la limpieza por intermedio scooptram (1.5 yd³) hacia los ore pass, el proceso de relleno se realiza con desmonte usando el mismo equipo”.

1.6. Evaluación de la Investigación

Los métodos de estudio y análisis de las obras subterráneas, suelen ser sometidas a un análisis previo, que permita que la interrelación entre diferentes segmentos.

Una de ellas es la evaluación directa de los métodos en uso y optar por seguir con este método o repotenciarlo para poder replicar los resultados obtenidos y que se pueda optimizar en base a los criterios de error de los mismos, y de esta manera comparar con modelos que puedan estar en uso y verificar la eficiencia del proceso y por último el uso de las tecnologías las que pueden no ser desarrolladas exclusivamente para la ingeniería de obras subterráneas, pero es muy apreciable por las soluciones técnicas brindadas debido a la ventaja económica que nos brinda, dentro de similares condiciones de precio y calidad, teniendo en cuenta no solo las condiciones de seguridad, sino también la conservación del medio y la mejora de los procesos en cuanto a rentabilidad y costos.

Una parte fundamental a destacar es los avances que se ha tenido a lo largo de los años respecto a la construcción de estructuras subterráneas y a la ingeniería involucrada en el servicio, por ejemplo, el aumento del empleo generalizado de equipos de perforación automatizados en el avance con explosivos, y los softwares de simulación que plantean reducir el riesgo y el costo innecesario, al no exponer personas ni recursos.

2. CAPITULO II: MARCO TEORICO

2.1. Bases teóricas

Actualmente las empresas buscan la mayor rentabilidad de sus operaciones, buscando nuevas formas de explotación masiva de los yacimientos para conseguir altos volúmenes de producción, a bajos costos y ser competitivas. Es por esta razón que las empresas mineras buscan nuevas tecnologías para implementar en sus operaciones hasta ser completamente mecanizadas o semimecanizadas de acuerdo a las características propias de la mina, tipo de yacimiento, calidad de macizo rocoso, costos de producción, equipamiento para extracción, procesos de recuperación metalúrgica, capacidad de planta, etc. Es por ello, que la explotación con el método corte relleno ascendente semimecanizado resultaría beneficioso para lograr mayores volúmenes de mineral.

2.2. Métodos de Explotación

2.2.1. Minería superficial

También denominada explotación a cielo abierto, incluyendo las canteras, con formas de grandes fosas en terraza, profundas y amplias. La extracción se hace con perforación y voladura de la roca. Ésta se carga en camiones con grandes palas eléctricas o hidráulicas, o con cargadores frontales, y se retira del tajo. Por su lado las canteras son similares la diferencia es que los minerales usados son de uso industrial que serán transformados y hay poco material de desecho, al ser bajo su precio la cercanía influye mucho en su rentabilidad. (QualiconLatam, 2015)

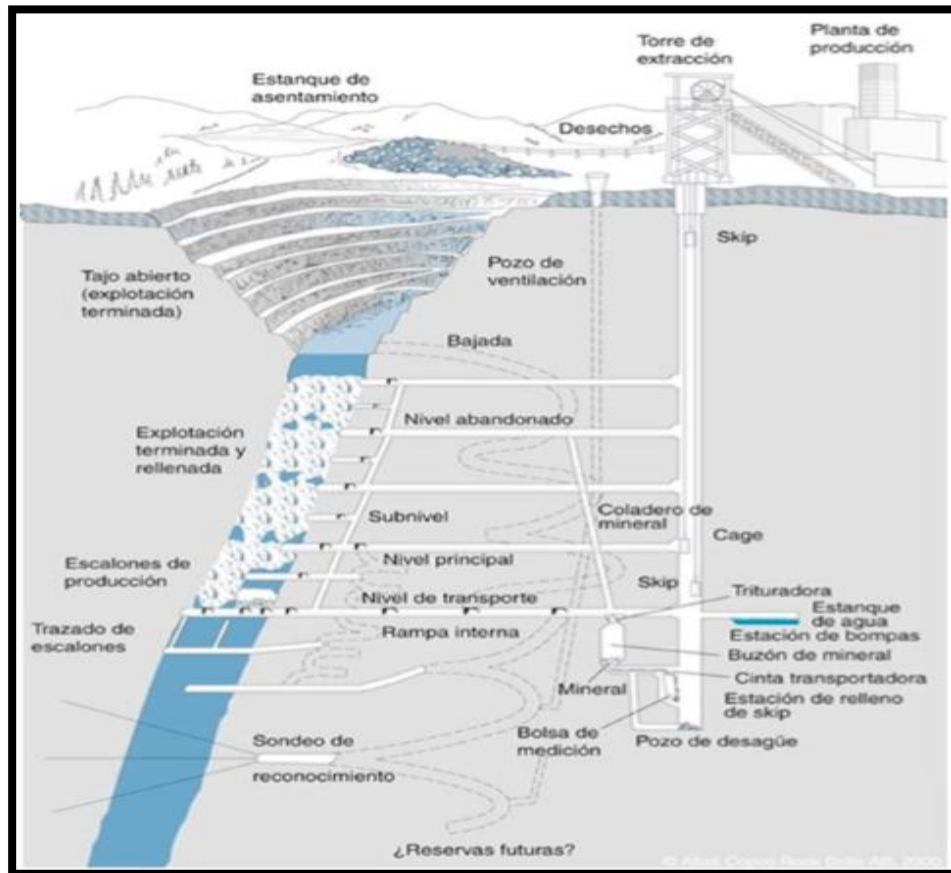
2.2.2. Minería por Dragado

Este método es el más barato para extracción de minerales. En esas condiciones se pueden recuperar sedimentos poco compactos empleando dragas con cabezales de corte situados en el extremo de tubos de succión, o con una cadena de cangilones de excavación que gira alrededor de un brazo. En este tipo de yacimientos los materiales densos están liberados de la roca circundante. Eso hace que el proceso de extracción sea sencillo (movimiento de tierras) y al empleo de métodos sencillos de recuperación física, no química, para recuperar el contenido útil. (QualiconLatam, 2015)

2.2.3. Minería Subterránea

La minería es una industria dinámica que avanza a gran velocidad con nuevas ideas y métodos y que está evolucionando constantemente. Todos los precios de los metales están disminuyendo en la perspectiva de largo plazo y esto coloca una fuerte presión para rebajar costos en la mayoría de las minas. Una característica de esta industria es la voluntad de intercambiar nuevas tecnologías y experiencias. Cada yacimiento de minerales es único en cuanto a la geología, ley, forma, (etc.). Las descripciones de los métodos de minería son generalizadas y enfocadas a aplicaciones típicas.

Figura 1. Esquema simplificado de un sistema de explotación subterránea.



Fuente: (Atlas Copco Rock Drills AB, 2000).

Los accesos se son a través de galerías, túneles o piques y se puede subdividir en minería de roca blanda y minería de roca dura.

A. Roca Blanda: Se llama roca “blanda” cuando el proceso de extracción no requiere el uso de explosivos. Las rocas blandas pueden emplearse herramientas de corte o rozadoras. La roca blanda más común es el carbón, pero también lo son la sal común, la potasa, la bauxita y otros minerales. Gran parte de la extracción se realiza mediante el método de explotación de cámaras y pilares, en el que unas máquinas de extracción continua abren una

red de túneles paralelos y perpendiculares, lo que deja pilares de carbón que sostienen el techo. Este método desaprovecha una proporción importante del carbón, pero la superficie suele ceder menos.

B. Roca Dura: En las minas de roca dura, la extracción es mediante perforación y voladura, con lo que la roca se fractura y puede ser extraída. Para poder acceder al yacimiento de mineral hay que excavar una red de galerías de acceso, este trabajo se denomina desarrollo, una vez llegado al yacimiento y a través del proceso de perforación y voladura se emplean máquinas de carga especiales, la roca cae por gravedad y se acumula, donde se carga en contenedores especiales dependiendo del tamaño de la operación y se saca de la mina. Más tarde se transporta a la planta de proceso, si es mineral, o al vertedero, si es material estéril. Un paso importante dentro de la minería subterránea es la elección del método el cual depende de la forma y orientación del yacimiento, que repercute en los sistemas de carga y transporte mecanizados para manejar la roca extraída. En yacimientos muy inclinados, gran parte del movimiento de la roca puede efectuarse por gravedad (QualiconLatam, 2015, pág. 12)

2.2.4. Clasificación de Métodos

Antes de poner en explotación una mina de interior es preciso llevar a cabo un amplio conjunto de labores previas, como accesos, preparaciones, intercomunicaciones, ventilación, etc., que en la mayoría de los casos suponen un importante desembolso de capital. La forma de extracción del mineral y el tratamiento del hueco creado son los factores que definen, de alguna manera, el método de explotación, pudiendo distinguirse tres grandes grupos.

A. Sostenimiento de los huecos con macizos.

- ✓ Método de cámaras y pilares.
- ✓ Método de tajeo por subniveles.
- ✓ Método cráteres invertidos.

B. Relleno o fortificación de los huecos.

- ✓ Método de corte y relleno (ascendente o descendente).
- ✓ Método de almacenamiento provisional.
- ✓ Método de entibación con cuadros.
- ✓ Método Long Wall.

C. Hundimiento controlado de los huecos.

- ✓ Método de hundimiento por subniveles.
- ✓ Método de hundimiento por bloques.

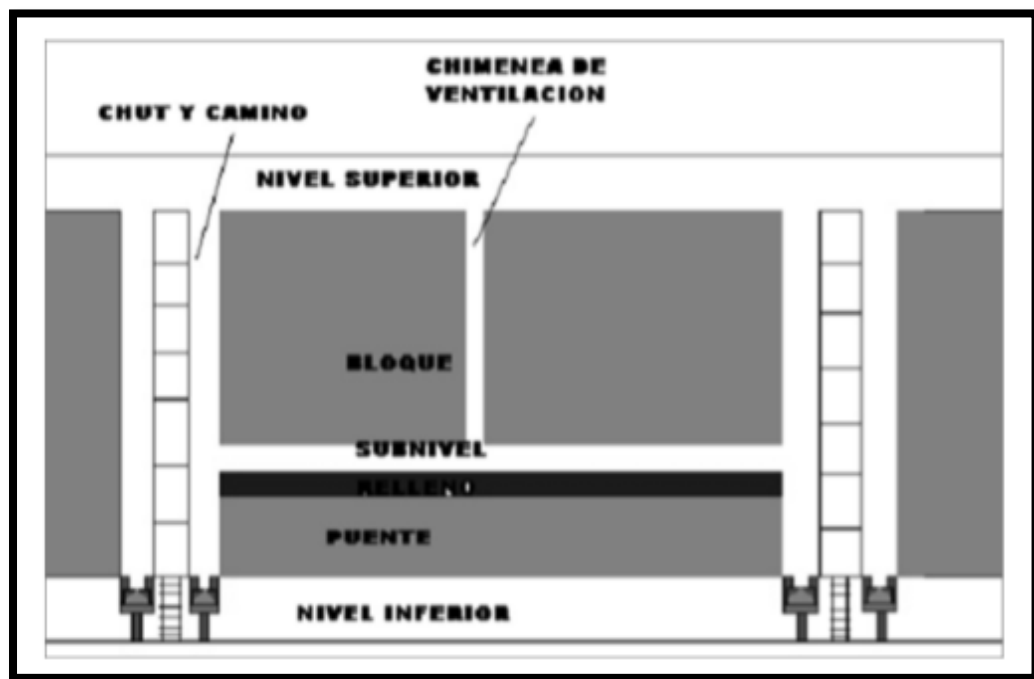
A continuación, se desarrolla los dos métodos de explotación que se va hacer en la investigación en su forma teórica, para conocer sus ventajas, desventajas, labores de desarrollo, preparación, equipos y operaciones unitarias, como la perforación, voladura, limpieza, etc. Estos son el método Long Wall y el método corte y relleno ascendente.

2.2.4.1. Corte y Relleno Ascendente (Over cut and fill)

Es un método ascendente (realce). El mineral es arrancado por franjas horizontales y/o verticales empezando por la parte inferior de un tajo y avanzando verticalmente. Cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el volumen correspondiente con material estéril (relleno), que sirve de piso de trabajo a los obreros y al mismo tiempo permite sostener las paredes, y en algunos casos especiales el techo. “Consiste en excavar el mineral por tajadas

horizontales en una secuencia ascendente (realce) partiendo de la base del tajo. Todo el mineral arrancado es extraído del tajo. Cuando se ha excavado una tajada completa, el vacío dejado se rellena con material exógeno que permite sostener las paredes y sirve como piso de trabajo para el arranque y extracción de la tajada siguiente”.

Figura 2. Método de Explotación Corte y Relleno ascendente.



Fuente: (UNAM, 2018)

2.2.4.1.1. Condiciones de aplicación.

Se aplica por lo general en cuerpos de forma tabular verticales o sub-verticales, de espesor variable desde unos pocos metros hasta 15 o 20 m en algunos casos. Se prefiere a otras alternativas cuando la roca encajonante (paredes) presentan malas condiciones de estabilidad (incompetente). En cambio, la roca mineralizada debe ser estable y competente, especialmente si se trata de cuerpos de gran espesor. El mineral extraído debe ser suficientemente valioso de modo que el beneficio obtenido por su recuperación compense los mayores costos del método (Castillo Zegarra, 2018, pág. 18).

2.2.4.1.2. Principios de Aplicación

Consiste en excavar el mineral por tajadas horizontales en una secuencia ascendente (realce) partiendo de la base del Tajo. Todo el mineral arrancado es extraído del Tajo. Cuando se ha excavado una tajada completa, el vacío dejado se rellena con material exógeno que permite sostener las paredes y sirve como piso de trabajo para el arranque y extracción de la tajada siguiente (Ortiz, 2018, pág. 16)

El mineral se extrae a través de piques artificiales emplazados en relleno, que se van construyendo a medida que la explotación progresa hacia arriba. Como relleno, se utiliza el material estéril proveniente de los desarrollos subterráneos o de la superficie, también relaves o ripios de las plantas de beneficio, e incluso, mezclas pobres de material particulado y cemento para darle mayor resistencia. (Castillo Zegarra, 2018, pág. 18).

2.2.4.1.3. Manejo del Mineral

El manejo del mineral arrancado en el Tajo consiste en cargarlo y transportarlo hasta las chimeneas de traspaso. Dependiendo de las dimensiones del tajo y de la capacidad productiva de la faena, esta operación puede ejecutarse con palas manuales y carretillas (minería artesanal), palas de arrastre o scrapers, y también con equipos cargadores sobre neumáticos LHD. En la base del tajo, las chimeneas de traspaso descargan el mineral por intermedio de buzones a carros de ferrocarril o volquetes (Castillo Zegarra, 2018, pág. 19).

2.2.4.1.4. Arranque

Se puede realizar con perforación horizontal (breasting) como también vertical hacia arriba (bancos Invertidos). Ambas soluciones tienen ventajas y desventajas, las cuales dependen de las dimensiones del cuerpo mineralizado, espacios disponibles y capacidad productiva, es posible utilizar perforación manual (Jack Leg o stopper) o equipos tales como jumbos (Castillo Zegarra, 2018, pág. 19), así mismo es factible la perforación por sub blocks dentro del mismo tajo, agilizando el ciclo de minado.

2.2.4.1.5. Características.

- Es un método bastante versátil, con un rango de aplicación amplio, especialmente en condiciones de roca incompetente o de características impredecibles.
- Permite una buena recuperación y selectividad de las reservas, se pueden obviar sin problemas las irregularidades del yacimiento. Los sectores estériles pueden actuar como pilares, como asimismo es posible dejar en el mismo tajo, mineral disparado de baja ley.
- La dilución es controlable utilizando sistemas de soporte adecuados. Una de las desventajas es la discontinuidad de las operaciones que permiten la colocación del relleno, así como el elevado requerimiento de mano de obra, lo que hace que el proceso no sea efectivo y tenga bajo rendimiento, sin embargo, con los equipos sobre neumáticos disponibles hoy en día, se puede alcanzar un buen nivel de mecanización. La habilitación de rampas de acceso facilita el desplazamiento de los equipos de un tajo a otro, lo que permite mejorar sus rendimientos y, por consiguiente, la productividad del

método. En suma, es un método de alto costo, cuya aplicación se justifica cuando el mineral extraído tiene un valor asociado importante y las condiciones de estabilidad de la roca encajadora son precarias (Castillo Zegarra, 2018, pág. 20).

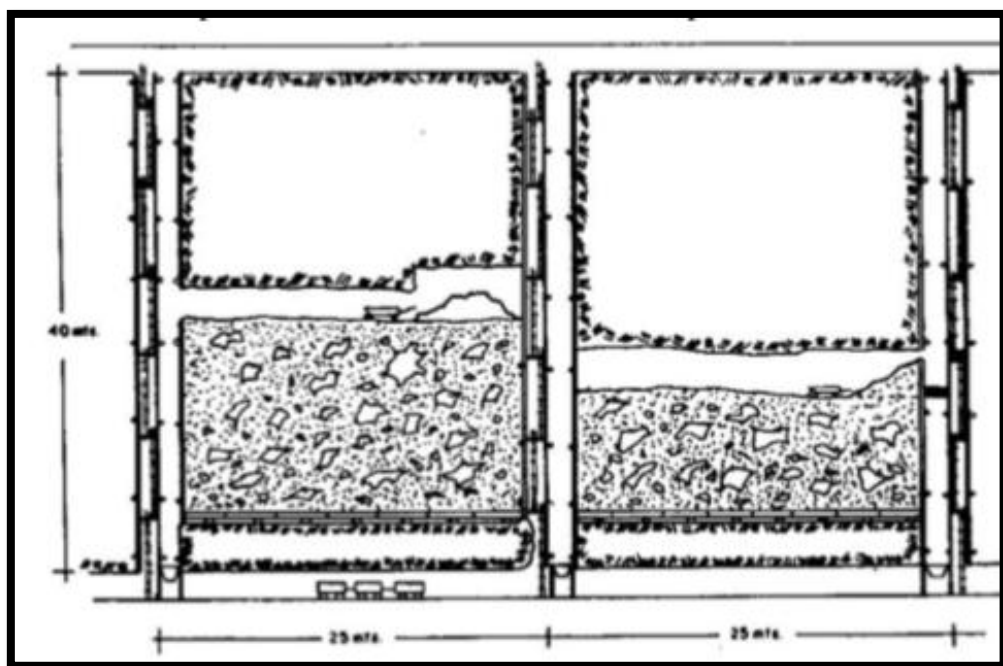
2.2.4.1.6. Variantes del Método de Corte y Relleno

De acuerdo a las dimensiones, condiciones del terreno y los equipos usados para la explotación del yacimiento se puede dividir en:

A. Corte y Relleno Ascendente Convencional

Esta variante del método de explotación corte relleno, está limitada a equipos convencionales, por ejemplo, para la perforación se usan maquinas Jack Leg, para la limpieza se usan carretillas, winches con rastra, usando relleno detrítico de labores de preparación o de superficie. Este método tiene un ritmo de producción lento.

Figura 3. Método de Explotación Corte y Relleno ascendente

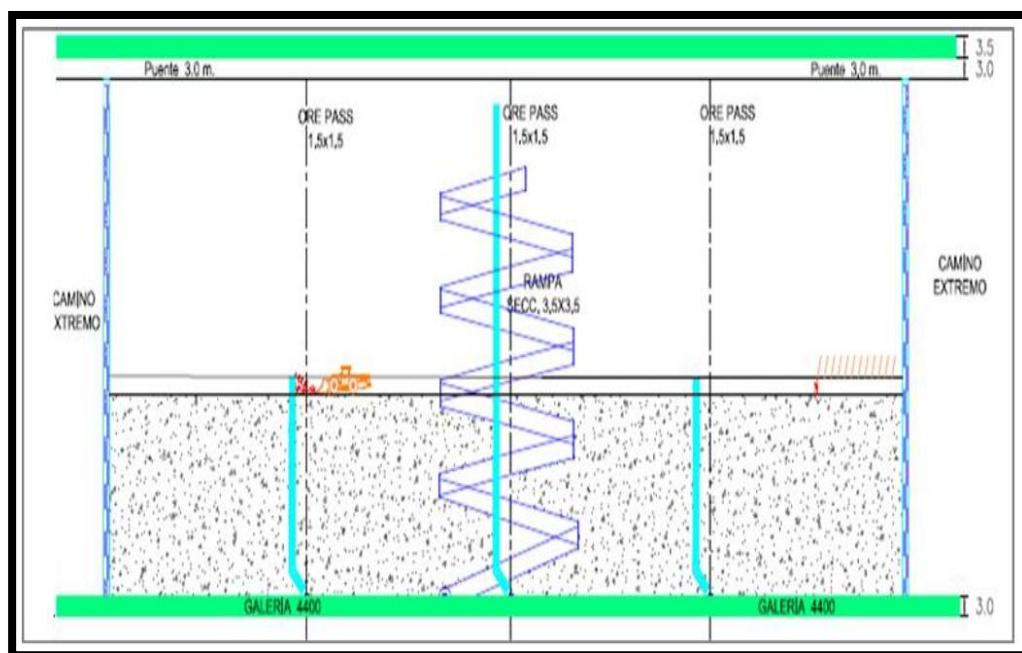


Fuente: (Valencia, 2009, pág. 6)

B. Corte y Relleno Ascendente Semimecanizado.

Este método va implementando nuevas tecnologías para sus operaciones, se utiliza mitad de equipos mecanizados y mitad de equipos convencionales. Por ejemplo, usan maquinas Jack Leg para la perforación e implementan scoop como equipo de limpieza. Requiriendo accesos o rampas para poder movilizar los equipos mecanizados. El método requiere de la ejecución de una rampa operativa, de la misma se genera cruceros hacia la estructura y se corre la galería a lo largo del rumbo de la veta y por la longitud del tajo, luego se inicia el proceso de explotación cuya perforación se realiza con máquinas Jack Leg y la limpieza por intermedio scooptram (1.5 yd³) hacia los ore pass, el proceso de relleno se realiza con desmonte usando el mismo equipo. Tiene alto grado de flexibilidad en potencias variables, con alto control de dilución y minado. (Bautista Condori, 2017, pag.82)

Figura 4. Método de Explotación Corte y Relleno ascendente semimecanizado.

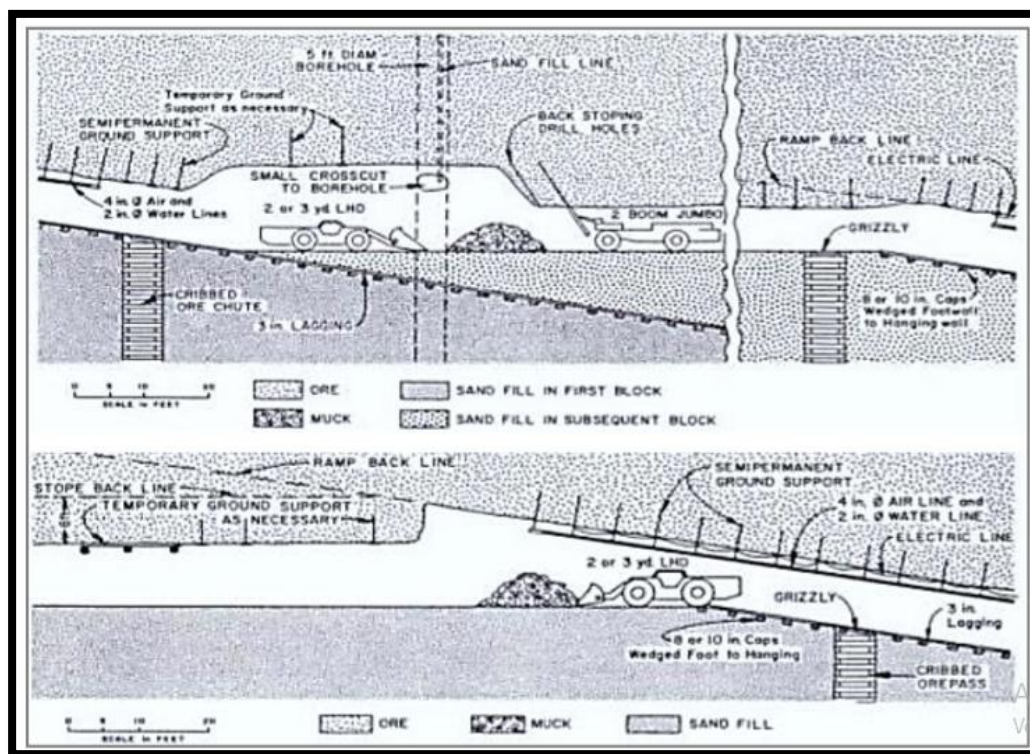


Fuente: (CIA minera Ares S.A.C., 2018)

C. Corte y Relleno Ascendente Mecanizado

Este método utiliza equipos modernos y mecanizados para sus operaciones. Por ejemplo, usan maquinas Jumbos para la perforación, scoop como equipo de limpieza e incluso equipos modernos para fortificación, generando mayor producción en la recuperación del mineral. Este método requiere de mayor tiempo de preparación como son rampas, accesos, etc.

Figura 5. Método corte y relleno ascendente mecanizado.



Fuente: (Castillo Zegarra, 2018, pág. 22)

2.2.4.1.7. Condiciones de aplicación del método de explotación

Este método es aplicable en yacimientos tipo vetas con buzamientos pronunciados mayores a 55°, con cajas de una competencia en el macizo rocoso medio o superior. El mineral debe tener buena ley y debe existir una disponibilidad de material detrítico para el relleno.

Así como este método se puede aplicar otro tipo de métodos que cumplan con los requisitos en cuanto a los parámetros de control, como son los niveles de producción y la seguridad, dado esto se tiene que evaluar las ventajas y desventajas de la aplicación del método.

A. Ventajas

- La recuperación es cercana al 100%.
- Es un método altamente seguro.
- Puede alcanzar un alto grado de mecanización.
- Buena ventilación.
- Facilidad de cambio de método.
- Poca mano de obra requerida.
- Permite una buena recuperación y selectividad de las reservas.
- La dilución es controlable utilizando sistemas de soporte adecuados.

B. Desventajas

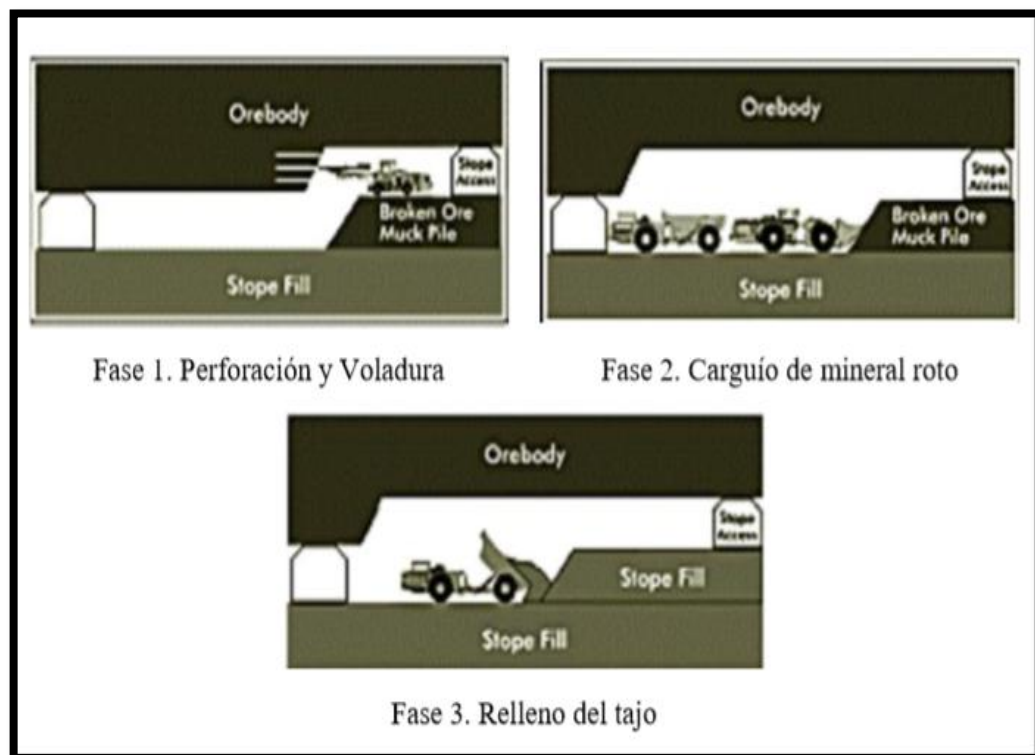
- Costo de explotación elevado.
- Bajo rendimiento como consecuencia del relleno.
- Consumo elevado de materiales de fortificación.
- El volumen en un ciclo de trabajo es relativamente pequeño.
- El requerimiento de mano de obra en actividades no productivas es alto, por lo tanto, la productividad del método es baja.
- El mantenimiento de chimeneas es costoso.

2.2.4.1.8. Trabajos previos y Explotación

A. Ciclo de Minado

El ciclo de trabajo es definido a continuación

Figura 6. Ciclo de Minado en un Corte y Relleno mecanizado



Fuente: (Ortiz, 2018, pág. 308)

B. Preparación

- **Galerías:** Una galería principal (inferior) de transporte emplazada a lo largo de la base del caserón y una galería superior ambas conectadas entre ellas por dos chimeneas.
- **Chimeneas:** En los extremos del block se llevan los caminos pegados a los Chuts (Chut-camino); que sirven para el acceso de material, personal y ventilación, al mismo tiempo delimita el block mineralizado o si no se corre una

chimenea en la parte central del block que servirá para la ventilación y acceso de relleno a utilizar.

➤ **Subnivel:** De corte inicial (under cut), A partir de donde se inicia la rotura del mineral en sentido ascendente, hasta llegar al nivel superior donde se deja un puente de 3 o 4 metros. El subnivel se construye dejando a 3m de la galería principal (nivel de transporte) un puente sobre la galería (chut-camino) hasta comunicar las 2chimeneas de doble compartimento. En la parte central se construye una chimenea que va a servir para la ventilación y como echadero de relleno.

C. Explotación

Después de las labores de preparación se empieza a la rotura del tajeo a partir del sub-nivel, sacando el corte en la parte central del tajeo con la finalidad de mantener el ciclo siguiente: Perforación, voladura, ventilación y desate, limpieza y relleno.

D. Relleno

Como relleno, se utiliza el material estéril proveniente de los desarrollos subterráneos o de la superficie, también relaves o ripios de las plantas de beneficio, e incluso, mezclas pobres de material particulado y cemento para darle mayor resistencia. Esto se definirá más extensamente en el Anexo 1.

2.2.4.2. Método Long Wall

Este método puede utilizarse en la explotación de yacimientos estratificados, delgados, de espesores uniformes e inclinaciones preferentemente pequeñas a moderadas. Inicialmente se aplicó en carbón y, posteriormente, se ha extendido a las potasas y a otros minerales duros, como las vetas auríferas, donde el arranque se efectúa por perforación y voladura.

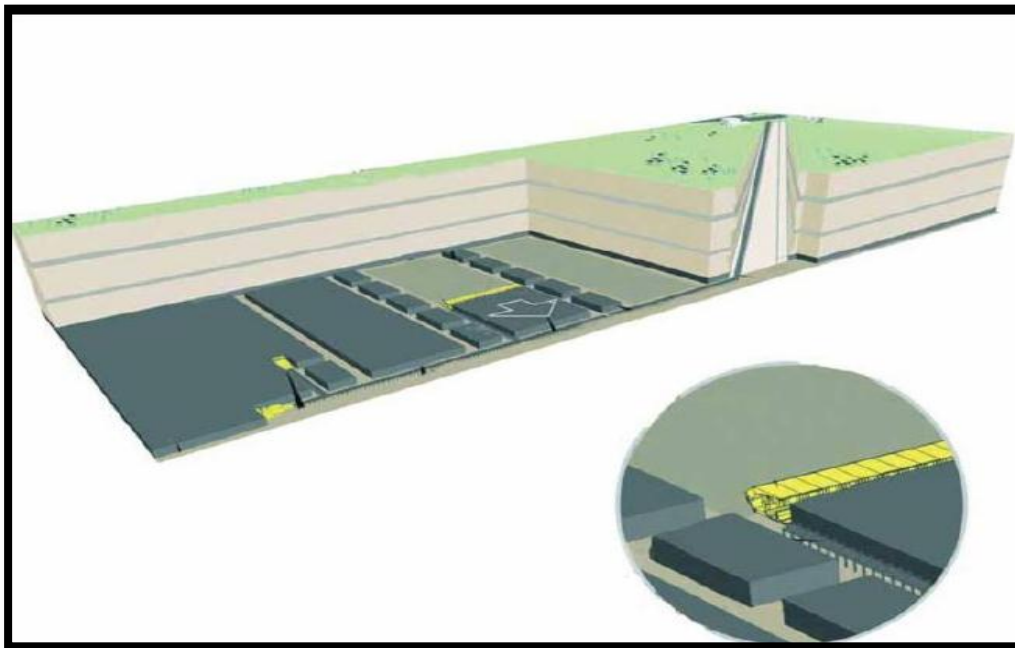
El mineral se extrae a lo largo de un frente de trabajo recto y largo con medios mecánicos: rozadora, cepillo, etc. o con explosivos en el caso de las rocas más duras. En el sostenimiento del hueco creado se suele utilizar entibación hidráulica marchante o auto desplazable, mientras que el tratamiento que se da al hueco abandonado puede consistir en el relleno del mismo o, más comúnmente, en el hundimiento del techo. En algunos casos el mineral arrancado se extrae del tajo por medio de transportadores de cadenas o Panceres que descargan en cintas transportadoras que discurren por las galerías en dirección.

El método se aplica en dos modalidades en avance y en retirada. En el primer caso las galerías en dirección, tanto de base como de cabeza de tajo, sufren mayores tensiones que obligan a realizar labores de mantenimiento, mientras que en el segundo caso esa infraestructura se mantiene en el terreno sin explotar.

Cuando las capas son muy potentes la extracción se realiza en diversas pasadas por franjas descendentes. El arranque del mineral en el frente puede combinarse con un hundimiento controlado por detrás de la entibación, llamado también "Sutiraje", con lo que se consigue reducir el número de pasadas y recuperar parte del mineral existente en bolsadas y pequeñas ramificaciones.

- Entre las ventajas que presenta este método se encuentran el alto grado de mecanización y la elevada recuperación del mineral.
- Los principales inconvenientes que presenta son la necesidad de unas condiciones morfológicas y geomecánicas de los materiales adecuadas y unas elevadas inversiones iniciales en maquinaria y preparación.

Figura 8. Moderno método de explotación tajo largo.



Fuente: (Avendaño, Martín, & Pérez, 2012, pág. 9)

2.2.4.2.1. Requerimientos para el uso del método Long Wall

- El método de minado Long Wall es aplicado generalmente en los yacimientos de carbón, donde se corta en rebanadas de 60 m a 150 m al mineral.
- Usándose también en yacimientos de oro con vetas sub-horizontales.
- El tamaño del yacimiento debe ser lo suficientemente grande para que justifique el costo de capital, así como en el desarrollo.
- La potencia de veta mineral el cual será exitosamente minado por el método Long Wall varía en un rango de 0.60 m a más de 6.00 m y estas deben ser de forma tabular con buzamiento de 0° a 45, para permitir que el mineral fluya.
- En el tipo de roca tanto las características físico – mecánicas del mineral y la roca de caja deben ser relativamente buenas (roca competente).

A continuación, se detalla las ventajas y desventajas del método Long Wall (Ramírez Gómez, 2010, págs. 35,36)

A. Ventajas:

- Método aplicable a gran escala
- Permite ciclos de operaciones casi simultáneos.
- Disminución de los tiempos muertos.
- Método seguro, ya que no está expuesto a las zonas explotadas al ser un método en retirada.
- Operaciones concentradas, facilitando transporte, suministros y ventilación.

B. Desventajas:

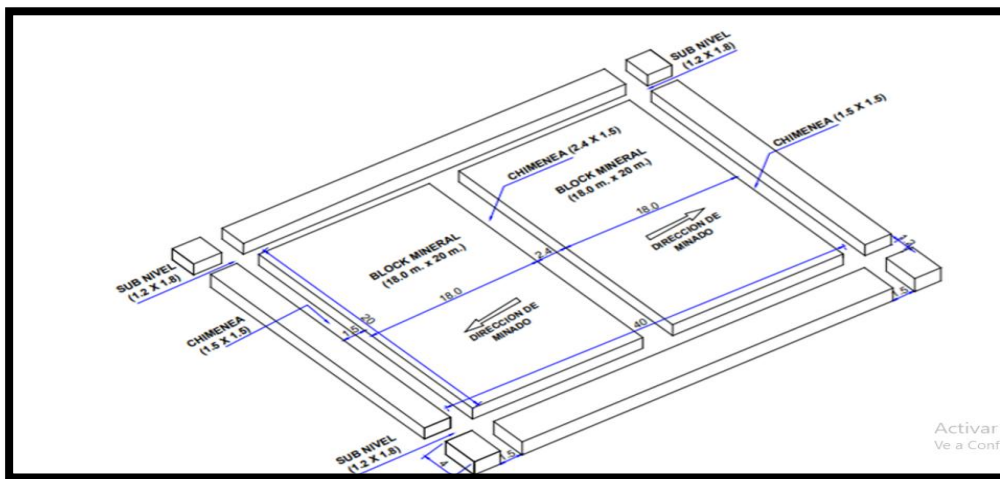
- Reducción de la mano de obra.
- Colapsos y subsidencias ocurren en grandes áreas, aproximadamente 10-80% de la zona explotada; controlable.
- Método muy inflexible y rígido en su diseño y ejecución; no selectivo, los cortes trabajan zonas de alta y baja ley.

2.2.4.2.2. Preparación del block Galería

Se abren dos galerías (nivel inferior y superior) para definir el block de frente ambas son desarrolladas en con sección que pueden ser (2.10 m x 2.40 m, 2.50 m x 2.50 m u otras de acuerdo al diseño), labores que avanzan a lo largo de la estructura mineralizada, y luego sirve para el transporte del mineral (galería inferior) y transporte de materiales (galería superior) y ambas para ventilación. Chimeneas en mineral. Se prepara las chimeneas con dirección al buzamiento y en veta de forma ascendente (una de desarrollo y otra de

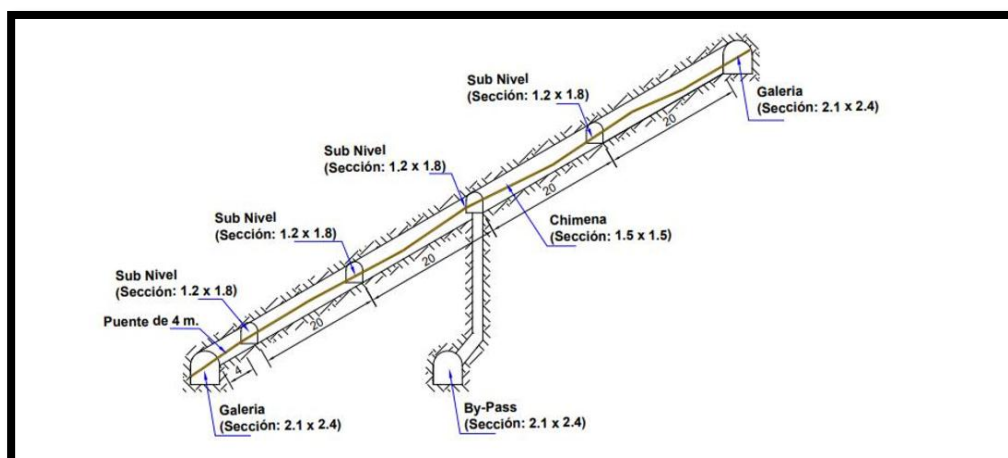
exploración), distantes entre ellas por el ancho del block, luego se ejecuta la chimenea intermedia con sección para dividir el block en dos partes y servirá de cara libre, a partir de éste iniciar la rotura en dirección del rumbo y con salida hacia el subnivel. Subniveles. Se desarrolla subniveles encima de la galería inferior dejando un puente de 3 m y una corrida de a lo largo del ancho del block.

Figura 9. Vista en isométrico, preparación de un bloque 40m x 20m – Método Long Wall.



Fuente: (Ramírez Gómez, 2010, pág. 39)

Figura 10. Vista en sección, preparación de un bloque 40m x 20m – Método Long Wall.

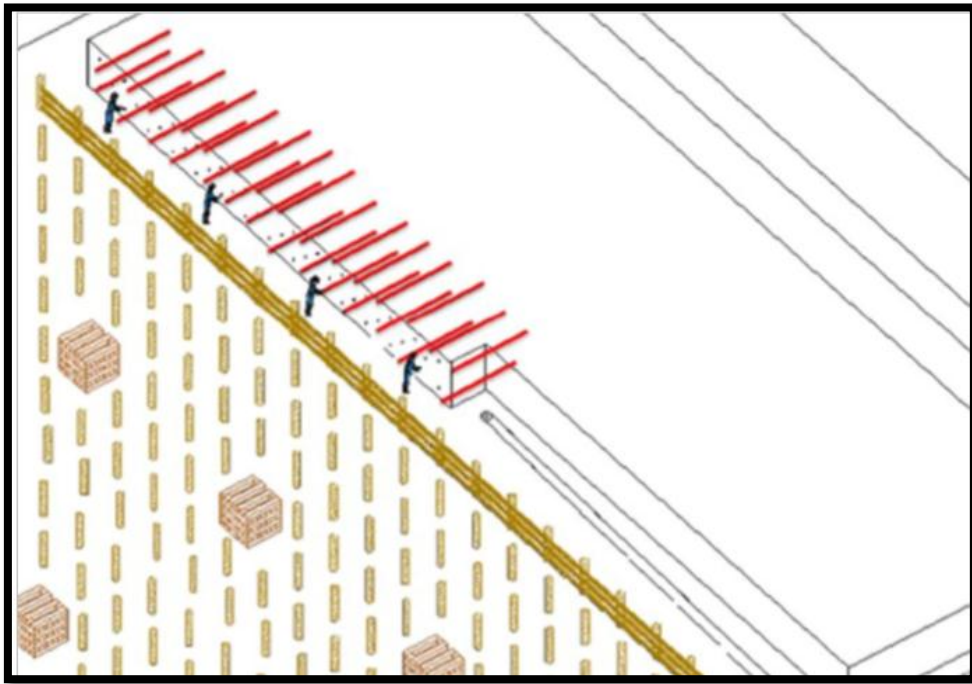


Fuente: (Ramírez Gómez, 2010, pág. 39)

2.2.4.2.3. Perforación y Voladura

El avance de la explotación es en retirada dejando pilares de 3m desde el subnivel hasta la galería superior, se hace una chimenea stop que se sigue hasta 3m antes de intersectar a la galería, sirviendo como cara libre, la perforación se hace en breasting. La voladura controlada es fundamental en todo el corte ejecutado. Los equipos de perforación son máquinas Jack-Leg. La cantidad de taladros perforados por cada corte que se ejecute, depende de la calidad de roca encajonante y la utilización de explosivo depende de las condiciones geomecánicas mencionadas anteriormente.

Figura 11. Perforación en breasting, con máquina Jack Leg



Fuente:(Ramírez Gómez, 2010, pág. 42)

2.2.4.2.4. Limpieza-Extracción

La primera etapa consiste en la limpieza de mineral del tajo hacia las tolvas, se colocan tablas para retener el mineral proyectado del disparo utilizándose winches y rastras para limpiar el mineral. Cada dos cortes se mueve la barrera (hecho de tablas y rafia), previo barrido de finos, ya que en esta zona se acumulará el desmonte de los siguientes cortes. La extracción se hace con una locomotora y carros mineros que son evacuados a los echaderos principales, las dimensiones y características de los equipos son variables, estos son considerados de acuerdo a la sección del tajo y condiciones económicas de la empresa.

2.2.4.2.5. Desatado de Rocas y Sostenimiento

Para determinar el sistema de sostenimiento se debe realizar los siguientes pasos:

- ✓ Primero se debe lavar con agua las paredes de la masa rocosa a ser evaluada.
- ✓ Se debe realizar el desatado de las rocas que presente un sonido hueco.
- ✓ Se prosigue a medir un metro lineal con el flexómetro y contar el número de fracturas que pasan por aquel metro lineal, efectuando varias mediciones en la zona a evaluar, obteniendo al final una medida promedio de la frecuencia de fracturas por metro lineal.
- ✓ Con la cantidad de golpes efectuadas con la picota de geólogo y la identificación si se rompa o se indenta (profundiza) en la roca, se determina la resistencia de la roca con lo que se define el parámetro de condición. Con el parámetro estructural, el parámetro de condición y la sección de la labor se escogen el tipo de sostenimiento a utilizar.

Figura 12. Sostenimiento con Wood pack.



Fuente: (Ramírez Gómez, 2010, pág. 48)

2.3. Glosario de conceptos básicos

- **Macizo Rocoso:** Presenta carácter heterogéneo, comportamiento discontinuo y normalmente anisótropo, consecuencia de la naturaleza, frecuencia y orientación de los planos de discontinuidad, que condicionan su comportamiento geomecánico.
- **Labores Subterráneas:** Son excavaciones en el macizo rocoso tanto en forma horizontal, así como vertical y pueden ser de preparación y desarrollo.
- **Equipos:** Son estructuras mecánicas que nos facilitan el desarrollo y preparación de las diferentes labores.
- **Long Wall:** Es un tipo de método de explotación en vetas sub horizontales, el cual consiste en hacer una chimenea slot desde el centro del block o al costado del block para dar cara libre, perforado en breasting para recuperar el mineral, poniendo puntales caja a caja para sostenimiento y recuperando el mineral a través de winches.

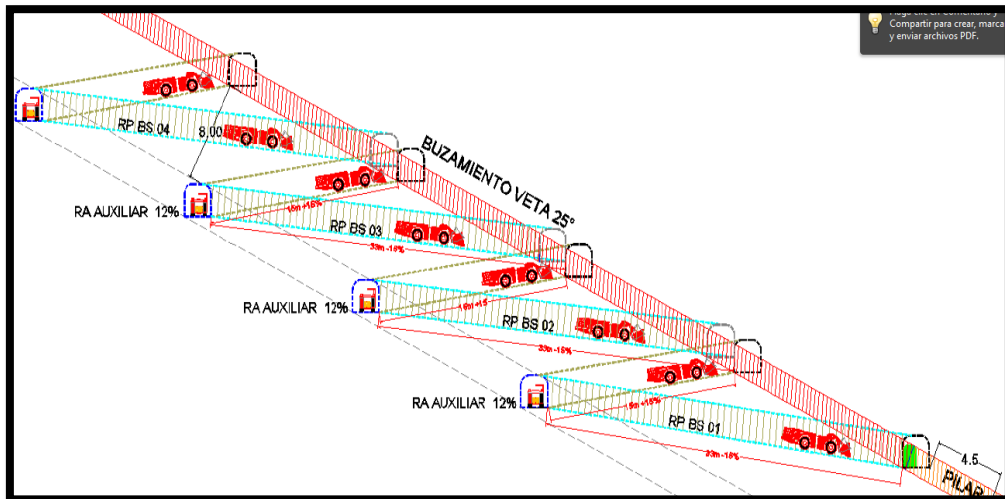
- **Hercínica:** Es un evento geológico de formación de montañas, debido al movimiento de las placas tectónicas sobre el manto terrestre.
- **Panceres:** Máquina que combina un transportador de cadena y una caja de protección, usada en minería subterránea.
- **Sutiraje:** Método de explotación, empleado sobre todo en la minería de carbón, por el que se provoca el hundimiento de los bloques de mineral hacia un nivel inferior, donde se recogen.
- **Tectogénesis:** Conjunto de productos orogénicos magmáticos, epeirogénicos que modifican la estructura de la corteza terrestre.
- **Método Corte y relleno ascendente Semimecanizado:** Es un método que se usan equipos mecanizados para reemplazar los convencionales, por ejemplo en lugar de usar maquina Jack Leg se usan Jumbos para la perforación o Scoop en vez de winche de izaje para la limpieza; la recuperación de mineral se hace con cortes longitudinales ya sea en realce o breasting de acuerdo a las condiciones del macizo rocoso, que se van a rellenar con material ya sea relleno Hidráulico, en pasta o detrítico para darle estabilidad al hueco explotado y servir como piso de perforación hasta completar el block diseñado.
- **Relleno detrítico:** Es un relleno convencional cuyo material procede de la desagregación de los cuerpos baja ley o estériles (frentes, labores pobres, etc.)

2.4. Marco Referencial

Los objetivos de la Compañía Minera Poderosa, están orientados básicamente en la prevención de accidentes y la mecanización de sus operaciones para aumentar la productividad, según los planes, a corto, mediano y largo plazo; los cuales están direccionados en la importancia de preparación de nuevos tajos

diseñados, según la infraestructura futura que requiera el método de corte relleno mecanizado.

Figura N° 13: Esquema de explotación corte y relleno ascendente semimecanizado



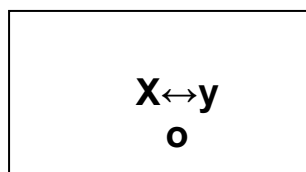
Fuente: Dpto. Planeamiento e Ingeniería CIA Poderosa

2.5. Hipótesis

El análisis de aplicación del método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Semi-mecanizado, sobre el método Long Wall, aumentará nuestra capacidad de producción, aprovechando eficientemente los equipos aumentando nuestra rentabilidad.

2.6. Metodología de la investigación

2.6.1. Tipo de Investigación



Dónde:

- **X = Variable Independiente** = Métodos de explotación
- **Y = Variable Dependiente** = Costos de Operación
- **O = Objeto experimental** = Mina Poderosa

2.6.2. Método de Investigación

2.6.2.1. Método tecnológico:

El tipo de investigación a utilizar es la tecnológica, que está dirigida a descubrir y conocer que método es más eficaz o apropiado para operar, es decir, producir cambios o conservar los progresos alcanzados.

2.6.2.2. Método experimental:

El diseño de la presente investigación corresponde al tipo experimental, pues tiene como objetivo investigar la incidencia de los niveles de una o más variables en una población; el procedimiento consiste en ubicar éstas, de una situación, contexto o fenómeno para así proporcionar su descripción; es decir conociendo los factores de origen del problema, entonces se puede diseñar un nuevo sistema, modelo, tratamiento, programa, método o técnica para mejorar y corregir el problema, que ha dado origen al estudio de la investigación.

2.6.3. Definición y Operacionalización de variables

Relación entre producción de mineral con Método explotación Corte y Relleno Semimecanizado y producción de mineral con Método explotación Corte y Relleno Convencional.

- Variable Independiente: Métodos de explotación
- Variable Dependiente: Costos de Operativos

MATRIZ DE OPERACIONES DE VARIABLES

Variable	Definición Conceptual	Definición Operacional	Dimensiones	Indicadores	Escala de Medición
Variable Independiente: Métodos de Explotación	Método de explotación Subterránea: Es la estrategia global que permite la excavación y extracción de un cuerpo mineralizado.	Método de explotación Subterránea: es la estrategia global que permite la excavación y extracción de un cuerpo mineralizado del modo técnico y económico más eficiente.	Explotación	TM extraídas	Nominal
Variable Dependiente: Costos Operativos	Los costos de operación son los gastos que afrontará la institución durante el periodo posterior a la inversión inicial; es decir, después de culminada la ejecución del proyecto. Para fines de evaluación, los costos operativos relevantes son los costos operativos incrementales, aquellos que resultan de la diferencia entre los costos operativos en la situación con proyecto menos los costos operativos previstos en el escenario base o situación sin proyecto. Contablemente, los costos operativos comprenden a los gastos de operación y los gastos de mantenimiento.	Son aquellos que ocurren luego del inicio, construcción o instalación de la nueva capacidad productiva hasta la finalización de su vida útil. Se obtienen a partir de la valorización monetaria de los bienes y servicios que deben adquirirse para mantener la operatividad y los beneficios generados o inducidos por el proyecto.	Producción	Costos	Nominal

3. CAPITULO III: ASPECTOS GEOLOGICOS

3.1. Ubicación y Accesibilidad

La Veta Samy se encuentra ubicada en el Nivel 2760 dentro de la unidad Santa María. Para poder acceder debemos trasladarnos desde Bocamina ubicado en el Nivel 2670 por medio de la CR NE hacia la Rampa Jany la cual nos llevará directo hacia el Nivel 2760 donde se encuentra la muestra de nuestro estudio.

La veta SAMY se viene minando desde el Nivel 2410.

Geográficamente se encuentra ubicada en el flanco nororiental de la cordillera de los Andes, emplazada en el Batolito de Pataz, en el margen derecho del Río Marañón.

- Las coordenadas geográficas son las siguientes:

Coordenadas geográficas	Coordenadas UTM
Longitud : 77° 35'26" Oeste	Norte : -79.0250322
Latitud : 07° 46'31" Sur	Este : -8.1056244

La cota es 2 520 – 3100 m.s.n.m.

Accesibilidad hacia la mina Poderosa –Unidad Santa María.

Desplazamiento	Modo	Tiempo	MODO	TIEMPO
Lima – Trujillo	Bus	09.00 hrs	Avioneta	00.75 hrs
Trujillo – Pataz	Bus	12.00 hrs	Avioneta	00.45 hrs
Pataz – Unidad Santa María	Camioneta	00.45 hrs	Camioneta	01.30 hrs

Figura N 14: Ubicación de la mina Poderosa Unidad Santa María.



Fuente: (Imagen tomada desde Google earth.)

3.2. Geología General y Regional

La zona situada en la faja aurífera de Pataz, está ligada en la evolución estratigráfica y estructural de la cordillera oriental en el sector nor-peruano; conformado por la superposición de tres ciclos: el Pre cambriano, el Hercínico y el Andino.

- **El Pre cambriano:** formado por rocas esquistosas y filíticas en la base, metas volcánicas en la parte superior. Todo el conjunto llamado complejo metamórfico del Maraón, es afectado por una tectónica polifásica.
- **El Hercínico:** formado por las pizarras Ordovícicas del Contaya, areniscas y lutitas del Ambo y molasa del Mitú.
- **El Andino:** formado por las facies orientales del Pucará y Goyllarisquiza y molasa Chota, superiormente se presenta una acumulación de lavas y piroclastos conocidos como los volcánicos Lavasén.
- **El Batolito de Pataz:** Las rocas que albergan la mayoría de estructuras mineralizadas de la región, están clasificadas como una serie intrusiva de

composición calco alcalina. El batolito aflora en forma de lentes alargados en dirección NNW-SSE, intruye a rocas más antiguas hacia el W, formando una franja de enclaves con los metas volcánicos del complejo metamórfico y las pizarras del Contaya, hacia el este se encuentra discretamente cubiertos por los volcánicos Lavasen.

3.3. Geología Estructural

3.3.1. Geomorfología.

La Cordillera Oriental o Cordillera Hercínica, estructuralmente corresponde a una unidad morfológica bien definida, conformada esencialmente por terrenos precámbricos y paleozoicos, está muy erosionada y disectada por los valles que han sido formados por los valles que han sido formados por los ríos tributarios al Río Marañón, siendo el límite entre la Cordillera Occidental y la Oriental muy marcado por el profundo Valle del Marañón (Dalmayrac, 1977).

Las estructuras que controlan el drenaje, de edad Mioceno-Plioceno, originaron el Valle Tectónico del Marañón, que es el más profundo y continuo; los cambios abruptos de los cursos de algunos ríos, antes de entrar al Marañón, comenzaron a erosionar sus valles hacia el nivel de base y el poder erosivo adicional resultó de la captura de riachuelos.

3.4. Geología del Yacimiento.

El Batolito de Pataz intruye las rocas metamórficas del Complejo Marañón y pizarras negras del Ordovícico. El batolito está cubierto por las rocas cenozoicas de los Volcánicos Lavasen, en discordancia angular.

La forma del Batolito muestra su configuración alargada y lenticular; y existe una tendencia a un alargamiento paralelo al eje regional del plegamiento

andino, observándose cierto paralelismo con los batolitos de la Cordillera Occidental, como son el Batolito de la Cordillera Blanca y el gran Batolito de la Costa.

En la región de Pataz, el Complejo Metamórfico de edad probablemente Pre cambriana está repartido en diversas franjas, limitadas por fallas y a veces individualizadas; es así que el Complejo Metamórfico está recubierto en discordancia, ya sea por el Paleozoico Inferior, por el Carbonífero Inferior (320 – 355 m.a.), por el pérmico superior (250 a 260 m.a.) y por series Mesozoicas (65 a 250 m.a.). Esta disposición se debe esencialmente a movimientos verticales, a la erosión que ha marcado el fin del Ciclo Hercínico, al curso del Pérmico Superior y a las etapas tardías de la Tectonogénesis Tardihercínica.

Los terrenos del Paleozoico inferior están representados por serie correspondientes al borde Nor-Oriental de la Cuenca Paleozoica (Eohercínica), las pizarras negras están atribuidas a una edad Ordovícica (438 a 510 m. a.) debido a que presentan un metamorfismo de menor intensidad y similitud con la formación Contaya.

El Carbonífero inferior yace discordante sobre el zócalo precámbrico y se encuentra afectado en el Pérmico Superior por la fase tectónica Tardihercínica.

Las series Mesozoicas comprenden sedimentos marinos carbonatados del Grupo Pucará del Triásico (205 a 250 m.a.), series detríticas en parte continentales del grupo Goyllarisquizga del Cretácico Inferior (95 a 137 m.a.). Las series Cenozoicas comprenden un conjunto de facies detríticas continentales de la formación Chota del Paleoceno (60 a 65 m.a.) y un conjunto

superior consistente en las series volcánicas del terciario medio y superior (Volcánicos Lavasen)

3.5. Caracterización Geomecánica del Macizo Rocosó

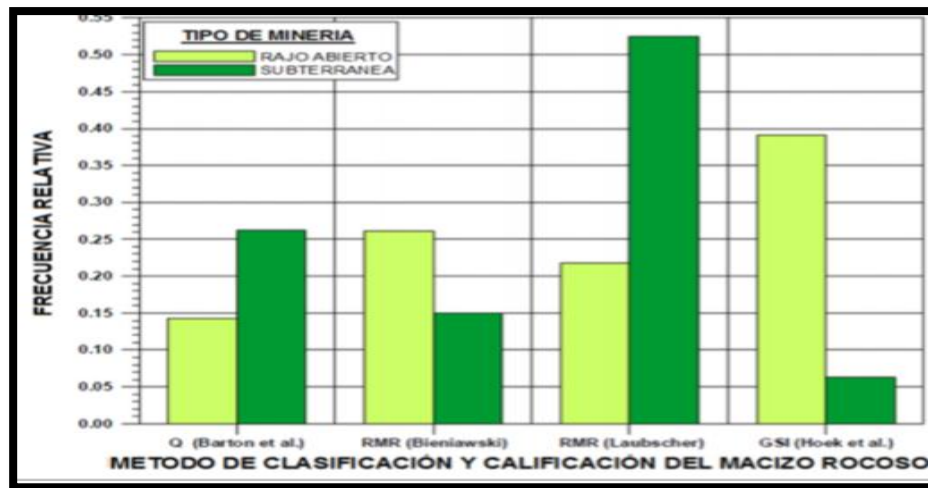
Los sistemas de clasificación de los macizos rocosos tienen por objeto evaluar sus características para determinar de forma cuantitativa su calidad. El término “macizo rocoso” se refiere al conjunto de uno o varios tipos de rocas atravesados por planos de discontinuidad en el que se inserta la obra de ingeniería o la mina. Su caracterización requiere el conocimiento de los siguientes parámetros (Geotécnica, 2003):

3.5.1. Parámetros del Macizo Rocosó

- ✓ Resistencia y comportamiento de la roca.
- ✓ Familias de discontinuidades existentes.
- ✓ Espaciado de los planos de discontinuidad y fracturación del macizo.
- ✓ Caracteres geomecánicas de las discontinuidades: continuidad, rugosidad, separación y resistencia de los labios, meteorización y relleno.
- ✓ Condiciones del agua en las juntas.
- ✓ Tensiones in situ, naturales o inducidas.
- ✓ Alteraciones producidas en el macizo rocoso por las excavaciones.

Como se muestra en Figura 17, los métodos de clasificación geotécnica más empleados en minería a tajo abierto son los de Hoek et al. (1995) y de Bieniawski (1989). (Geotécnica, 2003)

Figura 15. Clasificación macizos rocosos en tajo abierto y subterráneo



Fuente: (Flores & Karzulovic, 2002)

3.5.2. Índice de Designación de la Calidad de roca (RQD)

El índice RQD (Rock Quality Designation) se define como el porcentaje de recuperación de testigos de más de 10 cm de longitud en su eje, sin tener en cuenta las roturas frescas del proceso de perforación respecto de la longitud total del sondeo. Para determinar el RQD en el campo existen procedimientos de cálculo.

- A partir del mapeo de celdas geotécnicas: comprende el cálculo del RQD en función del número de fisuras por metro, determinadas al realizar el levantamiento litológico - estructural (detail line) en el área o zona predeterminada de la operación minera u obra civil.
- Se hace el cálculo del RQD en función del número de fisuras por metro cubico (J_v) determinadas al realizar el levantamiento litológico – estructural en el área o zona predeterminada. Esto se usa para voladura y queda establecida de acuerdo a la relación entre RQD y J_v . (Ramírez Oyanguren & Alejono Monge, 2007)

Sistema de clasificación RMR (Bieniawski 1973) El detalle para la determinación de los valores de estos cinco parámetros se presenta en el Anexo 5.1 de la presente investigación, y el uso del índice RMR permite calificar la calidad geotécnica de los macizos rocosos en una escala que varía desde 0 a 100, y considera 5 clases:

- Macizos de calidad MUY MALA (Clase V, $0 \leq \text{RMR} \leq 20$).
- Macizos de calidad MALA (Clase IV, $20 < \text{RMR} \leq 40$).
- Macizos de calidad REGULAR (Clase III, $40 < \text{RMR} \leq 60$).
- Macizos de calidad BUENA (Clase II, $60 < \text{RMR} \leq 80$).
- Macizos de calidad MUY BUENA (Clase I, $80 < \text{RMR} \leq 100$).

3.5.3. Método del Índice GSI El Índice de Resistencia Geológica,

GSI, fue desarrollado por Hoek (1994) para subsanar los problemas detectados con el uso del índice RMR para evaluar la resistencia de macizos rocosos según el criterio generalizado de Hoek-Brown. Este índice de calidad geotécnica se determina en base a dos parámetros que definen la resistencia y la deformabilidad de los macizos rocosos: (Coates, 1973). La evaluación del GSI se hace por comparación del caso que interesa con las condiciones típicas que se muestran en la Figura 2.4, y el mismo puede variar de 0 a 100, lo que permite definir 5 clases de macizos rocosos: (Goodman, 1989).

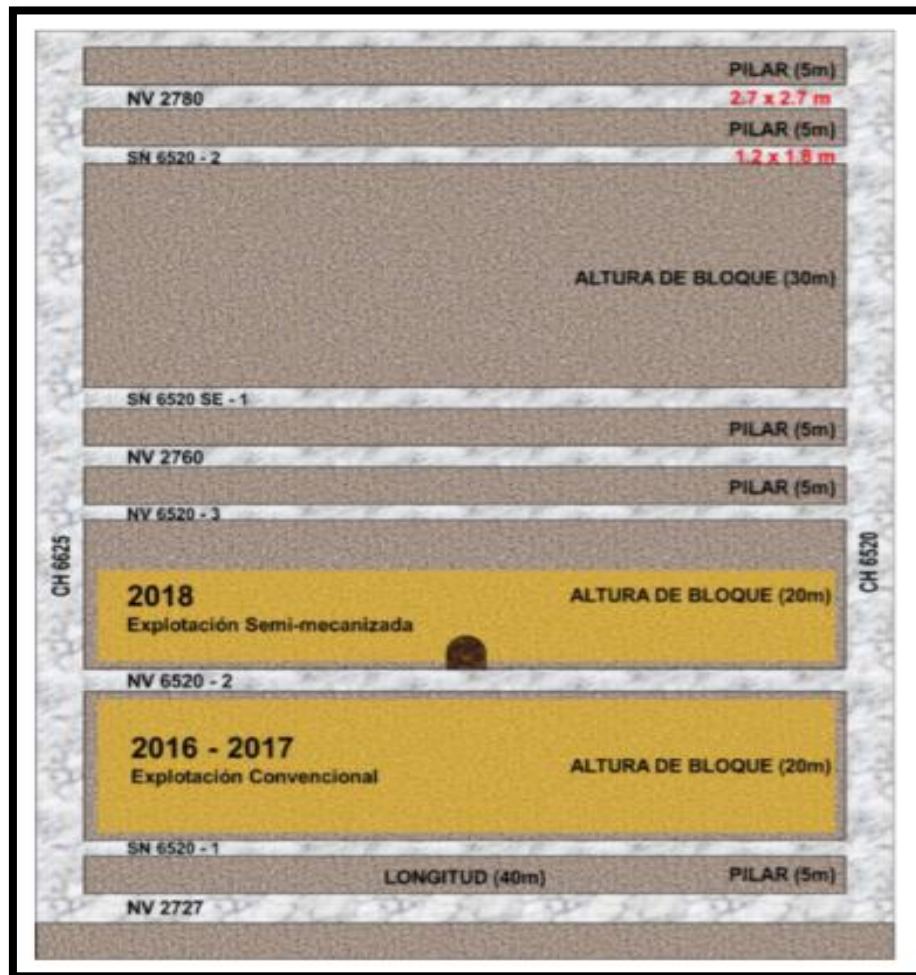
- Macizos de calidad MUY MALA (Clase V, $0 \leq \text{GSI} \leq 20$).
- Macizos de calidad MALA (Clase IV, $20 < \text{GSI} \leq 40$).
- Macizos de calidad REGULAR (Clase III, $40 < \text{GSI} \leq 60$).
- Macizos de calidad BUENA (Clase II, $60 < \text{GSI} \leq 80$).
- Macizos de calidad MUY BUENA (Clase I, $80 < \text{GSI} \leq 100$)

4. CAPITULO IV: OPERACIONES DE PERFORACION Y VOLADURA

4.1. Plan de Perforación

4.1.1. Identificación del Block y Evaluación de reservas

Figura 16. Detalles del tajo 6520 Mina Poderosa ejecutado por ARCASAC.



Fuente: El autor.

POTENCIA 0.8 – 4 m
BUZAMIENTO 35°
LEY MEDIA 39 gr/tm

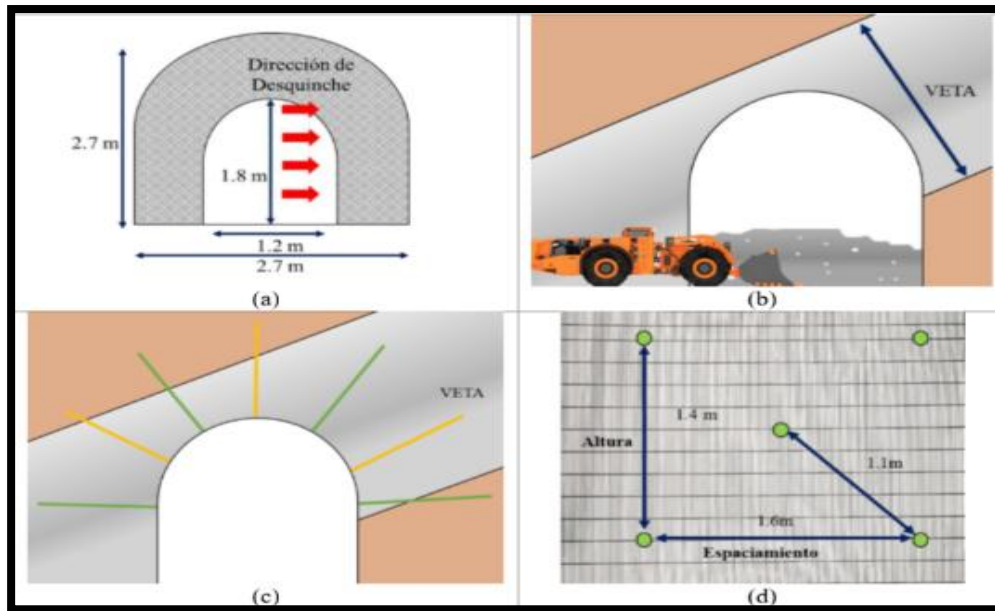
El Tajo 6520 está representado por una serie de bloques de explotación los cuales se vienen minando desde el año 2016 de manera convencional (Long Wall) hasta la implementación del método semi-mecanizado. Haciendo un cálculo de volumen, el bloque inicial del tajo explotado durante el 2016 y 2017 cuenta con aproximadamente 1200 m³ de material a explotar, así mismo el bloque explotado en el 2018 llega al nivel 2760 que tiene similares características. A simple vista se puede apreciar que el año 2018 se ha explotado en un mayor porcentaje por la mecanización.

4.1.2. Consideraciones de Diseño

Para no afectar la productividad de los tajos ni tener sobre costos por ampliación de las labores, se procedió a llevar el equipo por partes y armarlo dentro de la mina, una vez ingresado al nivel 2670 se subió por izaje al nivel 2760 donde el personal de komatsu procedió a su armado. La compra del equipo obedece a las características del nivel principal 2670 (2.5 x 2.5) a través del cual se hace la extracción del material a superficie. Al inicio de la operación este equipo trabajaba bajo las características de un equipo cautivo, pero para agilizar la operación se procedió a comunicar a los niveles superiores a través de la rampa Jany (3.5 x 3.5m), a partir de julio se dispone de 3 equipos los cuales ingresan directamente por la rampa desde el nivel principal de extracción y ya no por izaje. La consideración de diseño dentro del tajeo y poder trabajar con este equipo ha sido la ampliación de los subniveles de 1.20 x 1.80m a labores de 2.7 x 2.7m aportando un considerable volumen de mineral, des quinchando en dirección a la caja piso cuidando de no picar la caja techo y dañar el pilar de contención. El avance de los subniveles con potencias

menores se realiza respetando las dimensiones establecidas, si el ancho es mayor, será de acuerdo a la potencia de veta.

Figura 17. (a) Ampliación de labor; (b) Limpieza de desquinche en mineral; (c) Sostenimiento de la labor; (d) Diseño de malla de sostenimiento



Fuente: Elaboración propia (2019)

A. Perforación

Disparos de ala completa (promedio de 120 taladros por disparo) o en dos partes dependiendo de las condiciones de seguridad, obteniendo un volumen efectivo de producción de (270 toneladas de mineral) los cuales nos permiten trabajar en paralelo sin interrumpir la operación. Ya que este disparo nos deja 5 días para poder mover todo el material volado y paralelo a esto se va perforando la otra ala del tajo, bajo las consideraciones técnicas del terreno como se menciona a continuación

- **Caso 1:** Cuando se inicia la perforación se hace en realce (hacia arriba), alcanzando una altura de 2.70 m posterior a la limpieza, se trataba de realizar el relleno de tal manera que nos dé piso de perforación para el segundo

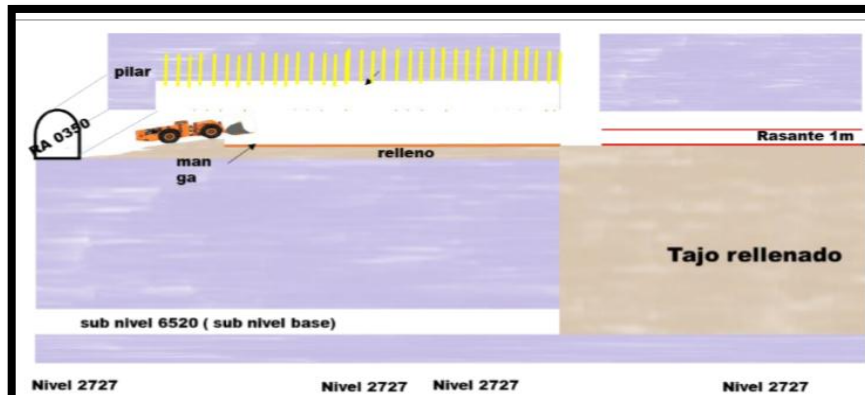
disparo altura de 2.40 m. (barrenos de 6 pies) y sostenimiento de perno y malla.

- **Caso 2:** Por motivos de seguridad y por recomendación Geomecánica, a partir del segundo disparo se procedía a rellenar Wood pack puntuales, y relleno detrítico dejando una luz aproximada de 1.00 m.
- **Caso 3:** A partir del tercer disparo se procedía a hacer la apertura en breasting a partir del ingreso de la rampa, en avanzada, (barrenos de 8 pies) y sostenimiento de perno y malla.

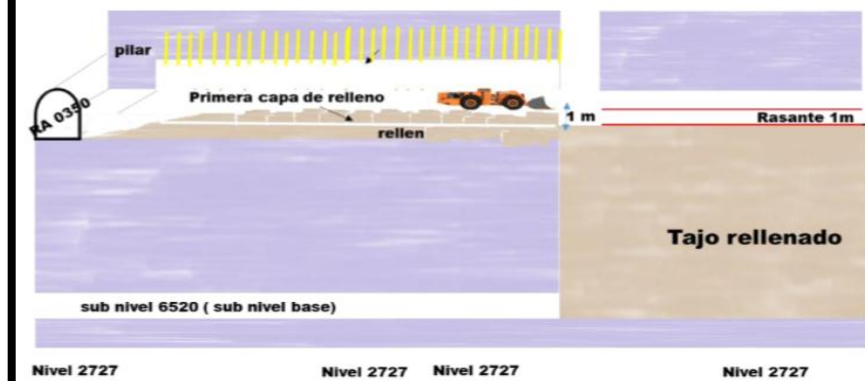
B. Relleno.

Por ser tajeos de gran volumen debería tenerse garantizado el tema de relleno, ya que esto nos garantiza un piso de perforación, llevando a cabo la secuencia de minado establecida. Como esto no se encuentra habilitado, se procede a hacer el relleno mecánico (detrítico) haciendo uso del Scoop, haciendo un recorrido aproximado de 150m, dicho material es extraído de las labores en desmonte como la rampa Katy y de algunas zonas en donde la potencia disminuye y se tiene que extraer material estéril. Dentro del procedimiento de relleno es muy importante el “cajeo” lo que quiere decir que el material debe estar distribuido uniformemente entre la caja y el desmonte, al no darse esto no se puede devolverle estabilidad al macizo rocoso, pudiendo a futuro generar que las cajas se relajen y se deslicen. Para efectuar el relleno disponemos de una secuencia que debe ser cumplida caso contrario no se estaría haciendo un trabajo adecuado y no se le devolvería la estabilidad al macizo, lo importante es el “topeo” que el material de relleno rellene toda la cavidad y no debe espacio con la roca encajante.

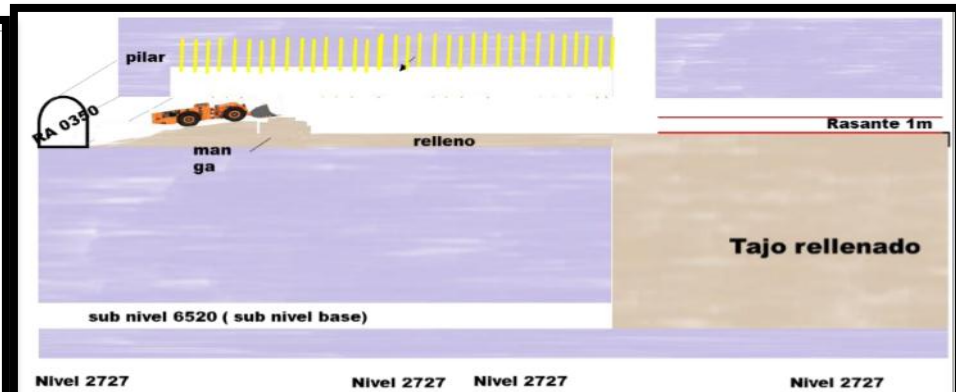
Figura 18. Secuencia de relleno del tajo 6520 nivel 2760.



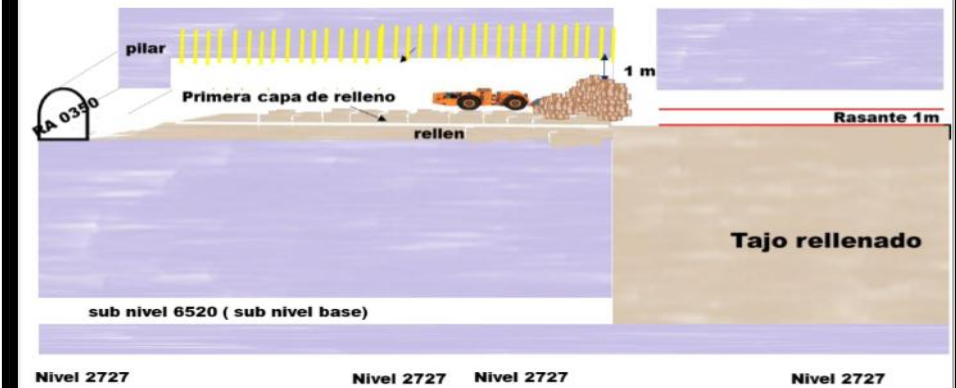
(a) Sostenimiento en avanzada.



(b) Primera capa en avance con altura de 1 m.



(b) Se empieza a rellenar en avanzada, para ir ganando piso.



(d) Se empieza a rellenar en retirada, dejando 1m de luz en el tajo.

Fuente: Elaborado por el autor (2019)

C. Sostenimiento

Previo al relleno se procede a colocar diferentes tipos de sostenimiento de acuerdo a la evaluación geomecánica dada por la Compañía Minera Poderosa sobre el macizo rocoso, esto va desde puntales más Jack pot, Wood packs y/o perno y malla:

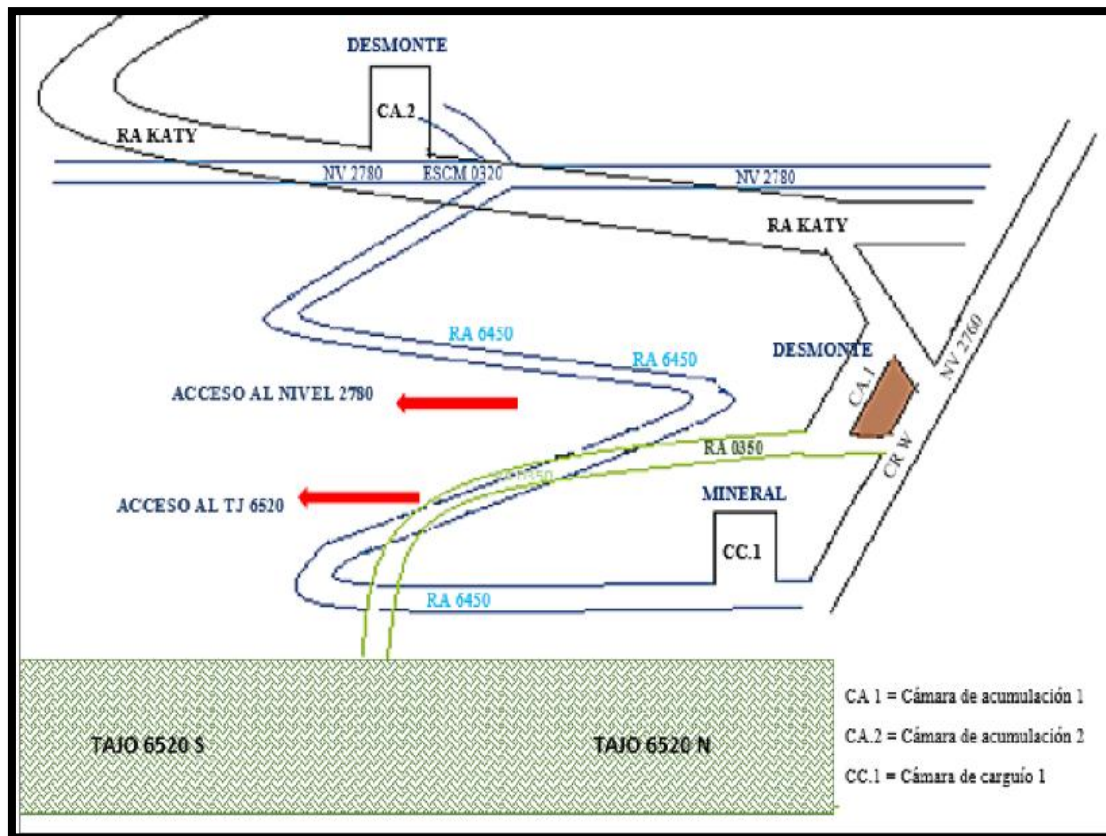
- **Caso 1:** El primer sostenimiento después de efectuar la limpieza se procedía a la colocación de perno y malla en retirada, sobre la labor ya explotada, llegando muchas veces a la altura de 3.70m debido a esto y por recomendación geomecánica se colocan pernos de 7 pies.
- **Caso 2:** Si dentro de la explotación se encontraba rocas de gran tamaño que implique un riesgo a la seguridad del personal y de los equipos por caída, entonces se procedía a realizar un sostenimiento con puntal y Jack pot y/o Jack pack, ya que de realizar un plasteo sobre dicha zona este puede generar una sobreexcavación demasiado grande desestabilizando el terreno además movilización de equipos y personal, lo cual implica un costo adicional sobre el método que no está contemplado. Si se tenía un bloque mayor a 4m, teniendo los cuidados necesarios de no interrumpir el paso del equipo (alternando los puntales con el Jack pack)
- **Caso 3:** Relleno mecánico, como sostenimiento final, el material estéril debidamente topeado, devuelve las condiciones geomecánicas al macizo rocoso, el sostenimiento se realiza con la misma cuadrilla de perforación.

D. Traslato de Mineral

Nuestro traslado de mineral de los tajos depende de tres factores importantes que serán caso de estudio, resumidos en la figura 20.

- **La ley del mineral**, si se tiene un tajo con buena ley, este actuara como un tajo regulador, al disponer de cámaras de almacenamiento temporal, estas me ayudan a mantener homogéneo el material de entrega, y tener una reserva de entrega cuando hay inconvenientes como por ejemplo un corte de fluido eléctrico.
- **Necesidad de mineral**, está en función de la producción requerida para entregar a Compañía Minera Poderosa que fluctúa en alrededor de 200TM/día, ya sea del tajo o de las rampas en mineral, para ser llevadas a los echaderos sin interrumpir las demás actividades.
- **Necesidad de mineral**, está en función de la producción requerida para entregar a Compañía Minera Poderosa que fluctúa en alrededor de 200TM/día, ya sea del tajo o de las rampas en mineral, para ser llevadas a los echaderos sin interrumpir las demás actividades.
- **Material disponible en las cámaras**, cada 100 metros del tajo o de las labores de avance en rampa de mineral, se tiene cámaras de 2.7x2.7x7m en promedio, los cuales nos permiten tener un volumen de reserva de 500TM y material estéril para relleno de las rampas en desmonte.

Figura 19. Ubicación de cámaras de mineral y desmonte.



Fuente: Elaboración Propia

D. Servicios

Ventilador de 20 000 CFM, agua y aire con tuberías de 2 pulgadas.

4.1.3. Labores de Exploración y Desarrollo

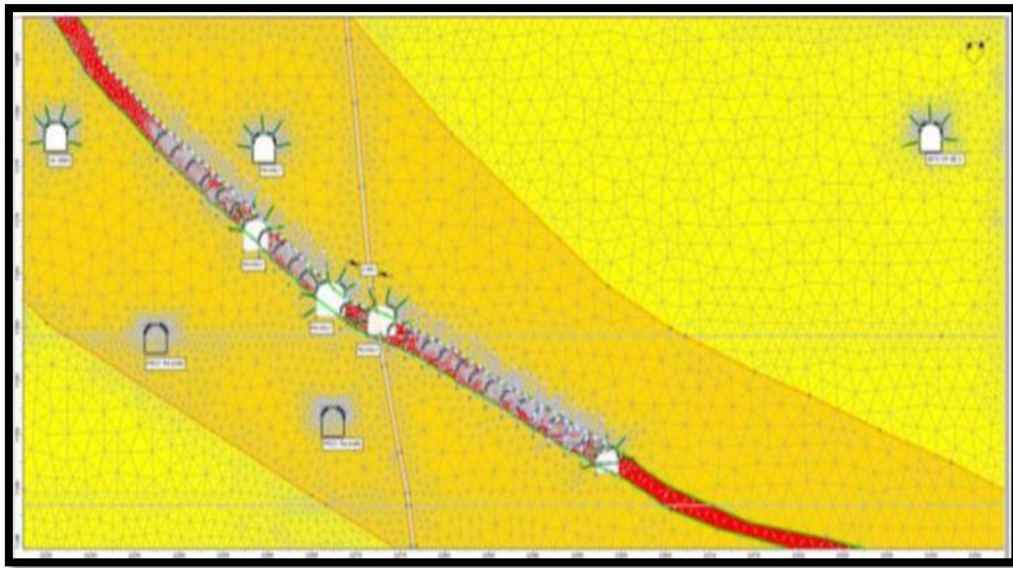
Se accede a través de aperturas dirigidas desde la rampa (3.5 x 3.5m), (2.7 x 2.7) el cual nos permite acceder a los tajos, esta rampa deriva de la rampa principal Katy (3.5 x 3.5m), actualmente se viene haciendo las evaluaciones para ingresar Dámper. Las labores de desarrollo y preparación de los bloques no son estandarizadas ni uniformes se dan en función de la ley y la potencia de la veta, por lo cual los volúmenes antes mencionadas tienen un margen de error.

4.2. Consideraciones Geomecánicas del Diseño

El análisis de estabilidad Geomecánica del proyecto de explotación mecanizada por tajos de corte y relleno ascendente con rampas basculantes en estéril para la veta Samy, estuvo a cargo del departamento de Geomecánica de Compañía Minera Poderosa, analizando la zona y su entorno físico en base a datos litológicos – estructurales tomados en el campo a través de un mapeo geológico – geotécnico, estimando parámetros de resistencia de la roca, a través de ensayos de carga puntual, obteniendo un RMR promedio de 50 en las rampas de acceso y galerías y en el tajo se sacaron muestras tanto de la caja techo, piso y veta obteniendo en promedio un RMR de 50.

Para el análisis de estabilidad bidimensional de la veta Samy entre los niveles 2590 al 2670, se realizó la simulación mediante el método de elementos finitos usando el software Phases2, se muestra en la Figura 23, la disposición de veta en vista de corte transversal al rumbo de la Veta.

Figura 20. Disposición de Samy en Corte transversal al rumbo de veta (Nv. 2590 a Nv. 2670).



Fuente: (Poderosa S.A– Dpto. Planeamiento e Ingeniería área Geomecánica).

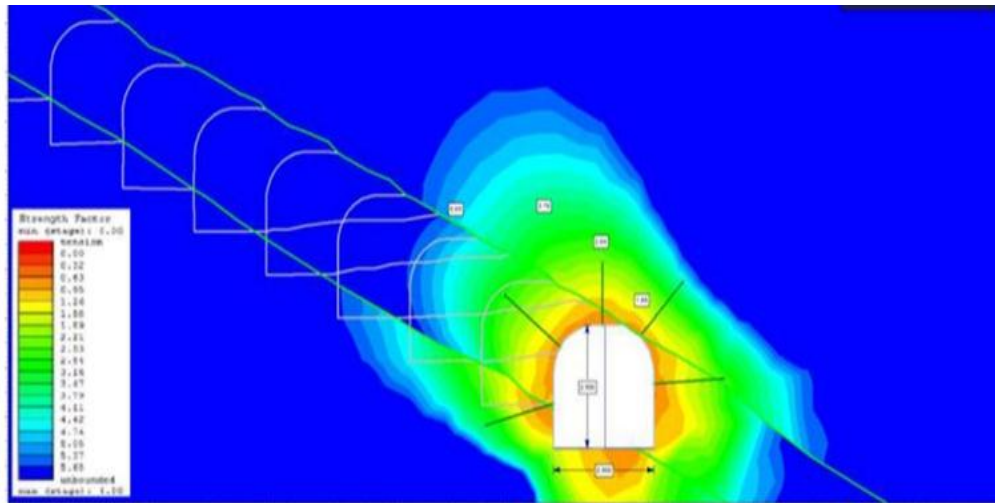
4.2.1. Análisis de Estabilidad – Corte y Relleno Ascendente Semi-mecanizado

Las principales alertas geotécnicas del método son:

- El área excavada de una unidad de explotación, a pesar de estar rellena, genera deformaciones induciendo redistribuciones de esfuerzo que afectan las labores del entorno y dañan pilares de chimeneas de acceso principal.
- El daño en pilares puede comprometer las chimeneas de acceso de personas y evacuación de mineral. Del análisis físico de estabilidad se puede apreciar Factores de esfuerzo (SF) mayores a 1 a 1.26 lo que indica estabilidad.

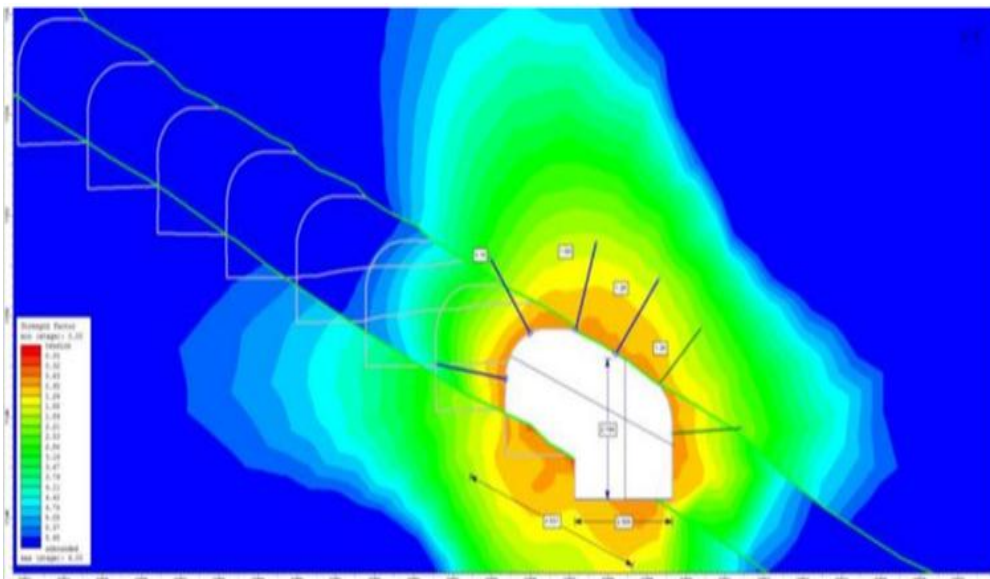
A los 4.5 metros de longitud de corte se procede a realizar el relleno del tajo hasta reducir la abertura a 2.5m antes de realizar la voladura del siguiente corte. Se evidencian incrementos en los SF a 1.26 demostrando estabilidad.

Figura 21. Estabilidad en el SN tajo 6520.



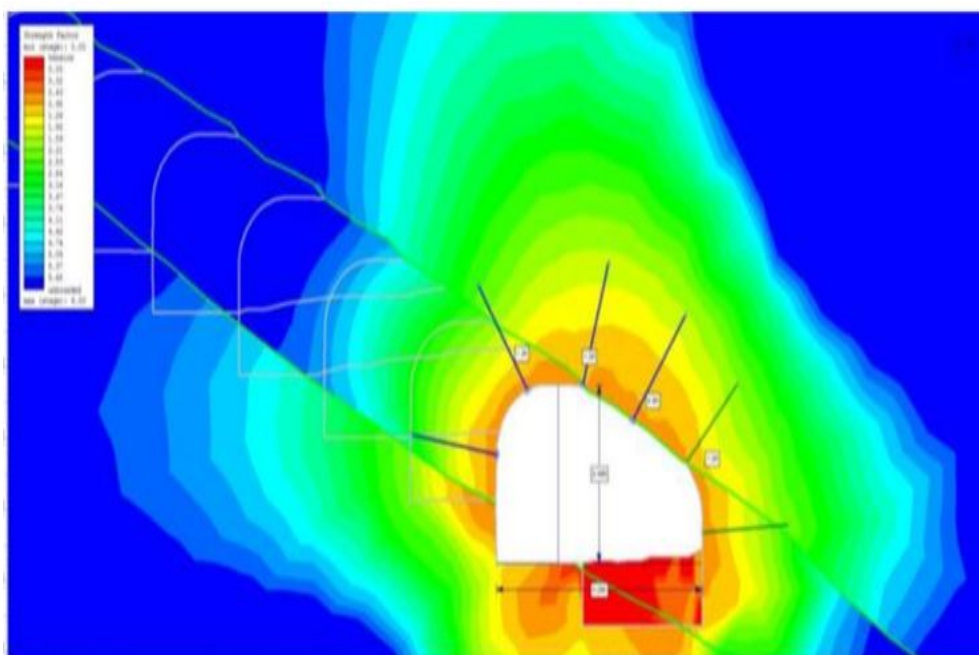
Fuente: (Área de Geomecánica de CIA Poderosa).

Figura 22. Análisis de estabilidad después del primer corte tajo 6520.



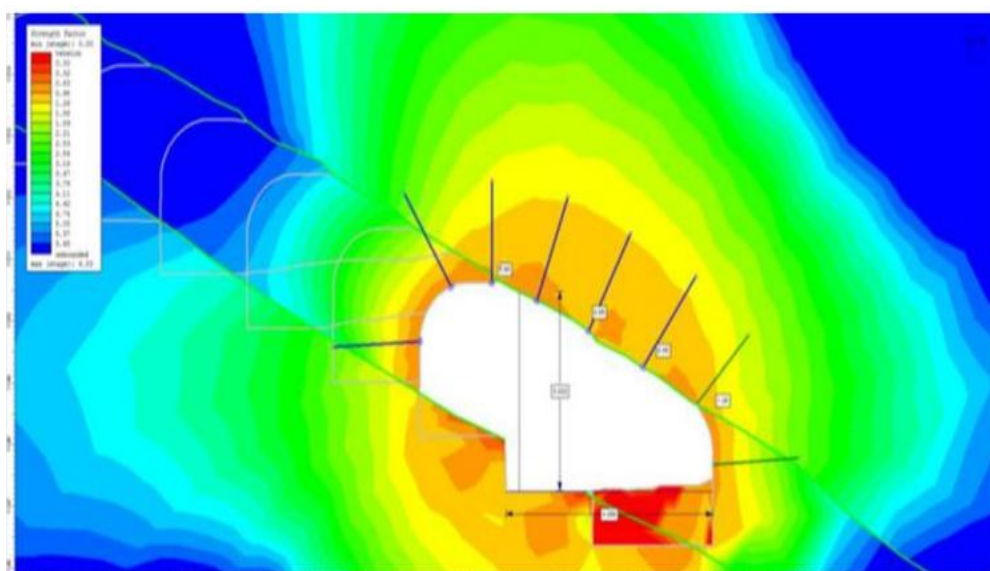
Fuente: (Área de Geomecánica de CIA Poderosa).

Figura 23. Análisis de estabilidad después del relleno detrítico tajo 6520.



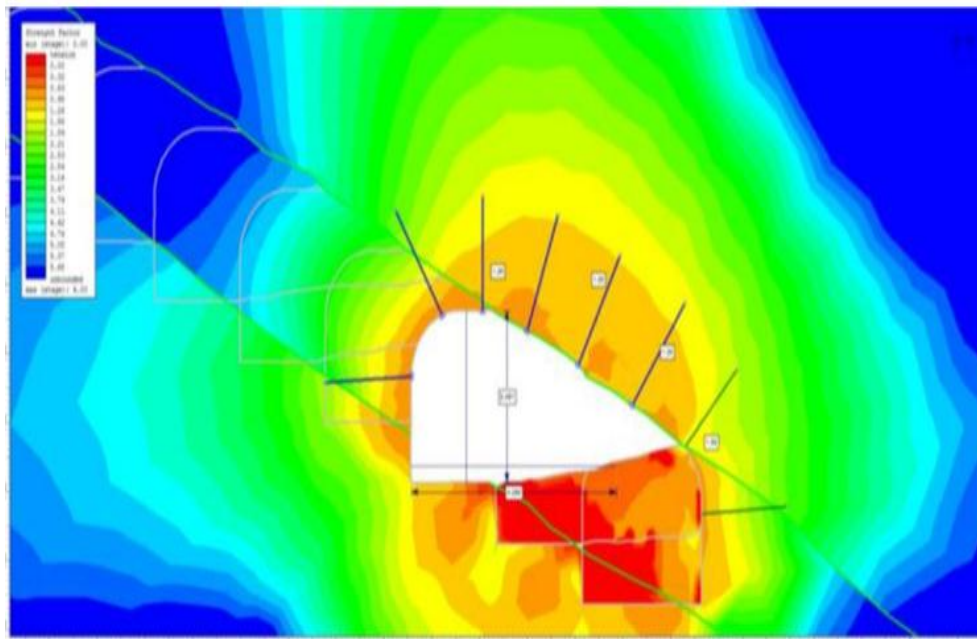
Fuente: (Área de Geomecánica de CIA Poderosa).

Figura 24. Análisis de estabilidad después del segundo corte tajo 6520.



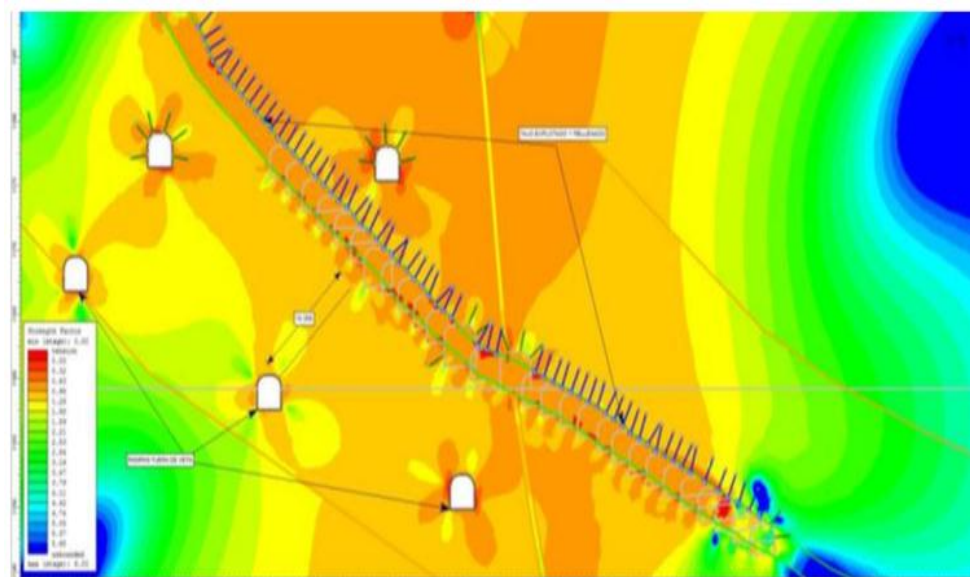
Fuente: (Área de Geomecánica de CIA Poderosa).

Figura 25. Análisis de estabilidad después del segundo corte con relleno de detrítico tajo 6520.



Fuente: (Área de Geomecánica de CIA Poderosa).

Figura 26. Análisis de estabilidad terminada la explotación del tajo 6520 veta



Fuente: (Área de Geomecánica de CIA Poderosa).

5. CAPITULO V: PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL

5.1. Consideraciones Técnicas de la Secuencia de Minado

5.1.1. Consideraciones Técnicas de los Métodos

La cantidad de personal destinado a los frentes de trabajo son 4 personas por turno (2 perforistas y dos ayudantes más el scooper que hace trabajos diversos, los mismos se dedican al sostenimiento de las labores optimizando el personal, a diferencia del método con winche, donde se requiere más personal para mover poleas y palas.

5.1.1.1. Corte y Relleno Ascendente con Voladura Masiva.

Figura 27. Plano de corte y relleno ascendente aplicado al TJ 6520 – NV 2727



Fuente: (Área de ingeniería de ARCASAC).

A. Característica del Método

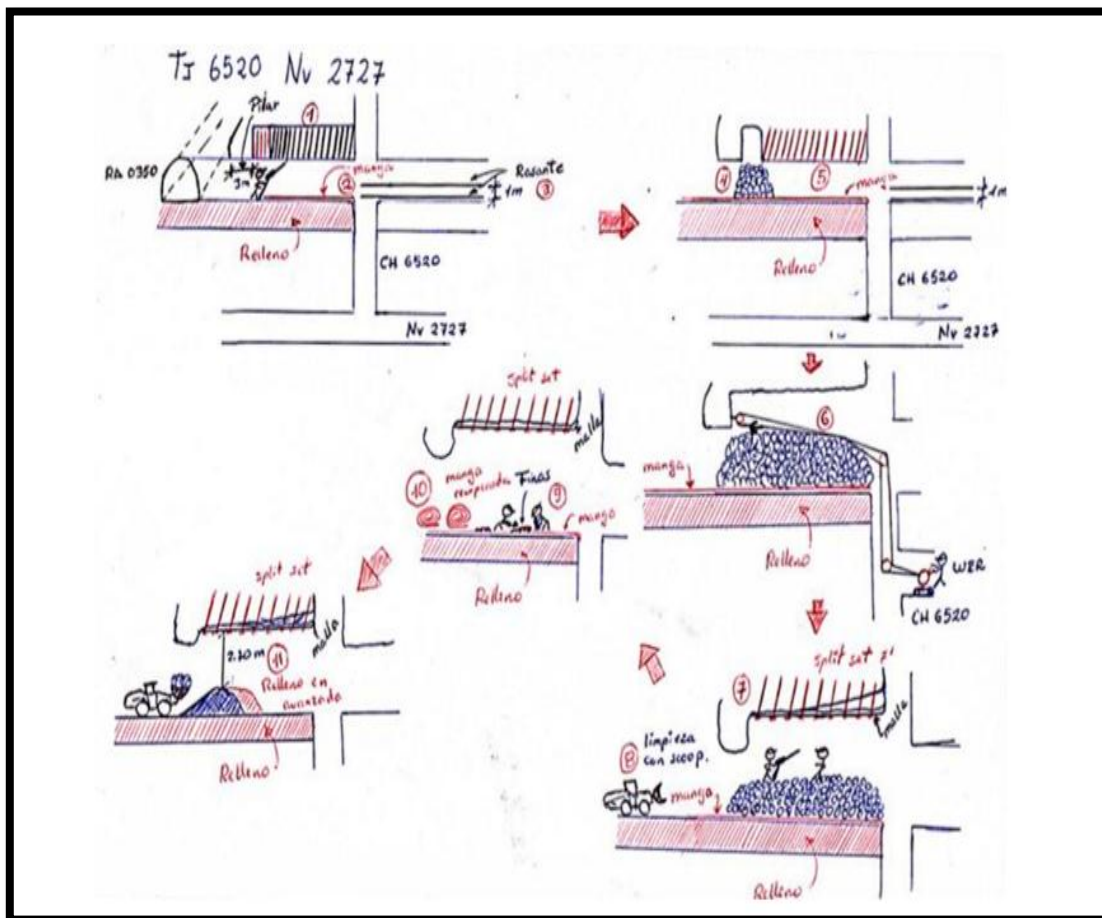
- Fuerte buzamiento, un máximo de 40° de inclinación.
- Características físico - mecánicas del mineral y roca de caja relativamente mala a regular (roca incompetente).

- Potencia de veta moderada, mayor igual a 1.20 m.
- Límites regulares del yacimiento.

B. Secuencia de Minado

- Acumulación de taladros en todo el corte (8 pies) dejando un pilar de 3 m.
- Tendido de manga de ventilación (recuperada).
- Se pinta 2 rasantes uno al piso y el otro a 1 m del piso.
- Voladura de la cara libre y de todo el corte
- Con la carga del disparo se hace piso.
- Sostenimiento sobre carga con Split set y malla (techo 7 pies y hastiales 5 pies).
- Limpieza de mineral se realiza con Scoop de 1.75 yd³.
- Después de concluir con la limpieza de mineral, se realiza limpieza de finos.
- Se recupera la manga de ventilación para utilizar en el siguiente corte.
- Se rellena en avanzada con material detrítico obtenida de la Rampa Jany, dejando una luz de 2.70 m.

Figura 28. Secuencia de Minado para corte y relleno ascendente.



Fuente: (Área de ingeniería de ARCASAC)

C. Costo de limpieza de mineral con Scoop TJ 6520 Nv 2727

Tabla 3. Detalles de las actividades en la explotación.

Detalle	Medida	Unidad
Potencia de veta	1.20	m
Longitud de perforación	2.20	m
Longitud del corte	50.00	m
Volumen	132.00	m ³
Peso	376.20	TN
Capacidad de cuchara	1.70	TN
N° de cucharas	221	cucharas
Tiempo ciclo	0.18	horas

Tiempo limpieza	40.52	horas
	11	guardia
Rendimiento	9.29	tn/horas
	34.20	tn/guardia
Costo alquiler equipo	259.68	soles/hora
Ganancia	10,521.37	soles/corte

Fuente: Elaboración propia

D. Costo de relleno detrítico con Scoop

Tabla 4. Detalles de las actividades en el relleno.

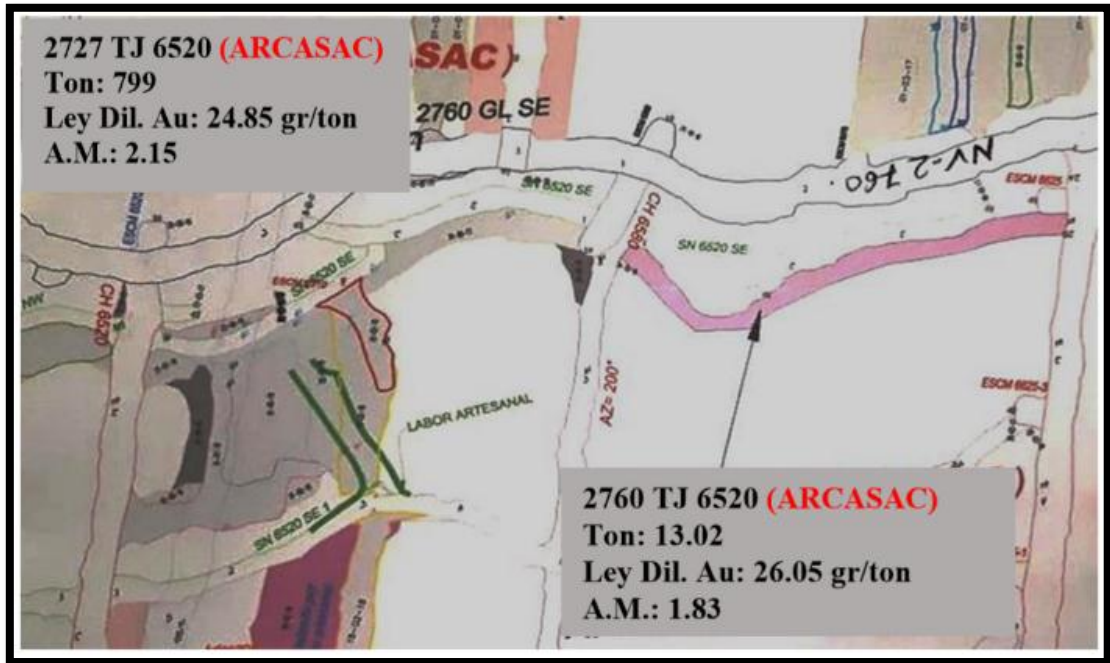
Detalle	Medida	Unidad
Ancho de labor	2.70	m
Altura del relleno	1.00	m
Longitud del corte	50.00	m
Volumen	135.00	m3
Peso	364.50	TN
Capacidad de cuchara	1.70	TN
N° de cucharas	214	cucharas
Tiempo ciclo	0.17	horas
Tiempo limpieza	35.67	horas
	9	guardia
Rendimiento	10.22	tn/horas
	40.50	tn/guardia
Costo alquiler equipo	259.68	soles/hora
Ganancia	9,261.92	soles/corte
Costo relleno detrítico	31.28	soles/m3
Ganancia	4,222.80	soles/m3
Total	s/ 13,484.72	

Fuente: Elaboración propia

5.1.1.2. Corte y Relleno Ascendente con Voladura en Tramos

- Este método se aplica en el TJ 6520-3 - NV 2760

Figura 29. Secuencia de Minado TJ 6520-3 - NV 2760



Fuente: (Área de ingeniería de ARCASAC).

A. Característica del Método

- Fuerte buzamiento, superior a los 60° de inclinación.
- Características físico - mecánicas del mineral y roca de caja relativamente mala a regular (roca incompetente).
- Potencia de veta moderada, mayor igual a 2.70 m.
- Límites regulares del yacimiento.

B. Secuencia de Minado

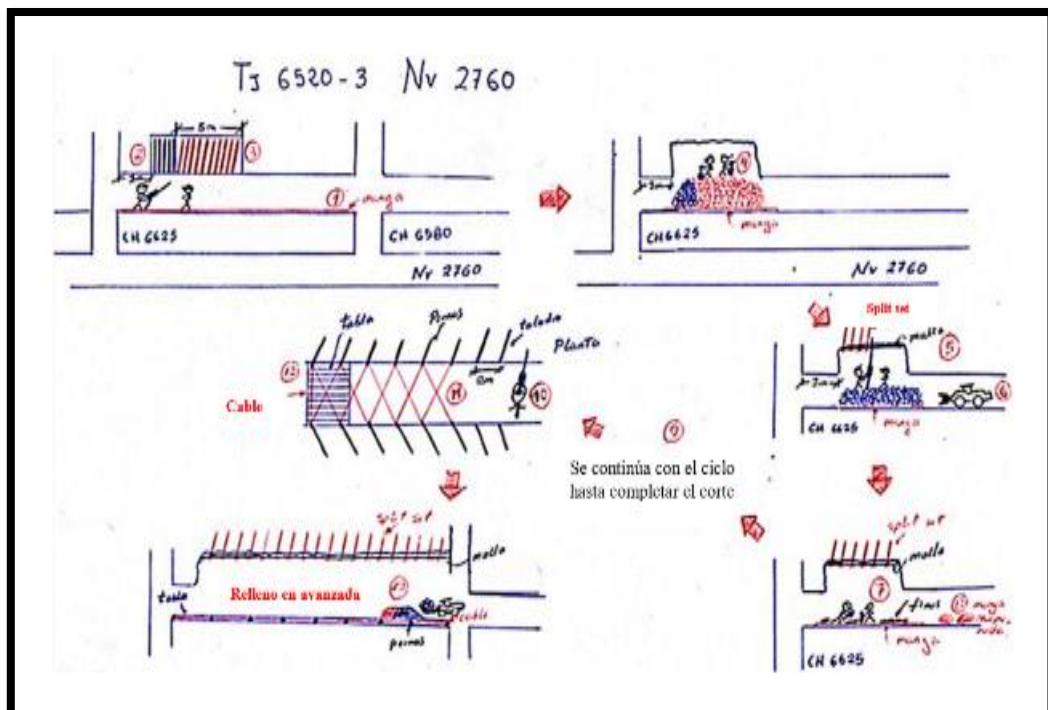
- Tendido de manga de ventilación (recuperada) por tramos.
- Voladura de la cara libre dejando un pilar de 3 m y voladura de todo el tramo.

Acumulación de taladros (8 pies) por tramos de 5 m.

- Con la carga del disparo se hace piso a pulso.

- Sostenimiento sobre carga Split set y malla (techo: 7 pies y hastiales: 5 pies).
- Después de completar todo el tramo se realiza la limpieza con Scoop 1.75 yd³.
- Después de concluir con la limpieza de mineral, se realiza limpieza de finos.
- Se recupera la manga de ventilación para utilizar en el siguiente tramo.
- Se continúa con el ciclo hasta completar el corte.
- Se realiza perforación distanciadas a 2 m en cada hastial.
- Colocar los pernos para que pase los cables.
- Se procede con el entablado del piso.
- Relleno detrítico en avanzada, material de Rampa Jany, deja una luz de 2.70 m.

• **Figura 30. Secuencia de Minado TJ 6520-3 Nv 2760.**



Fuente: Ingeniería ARCASAC.

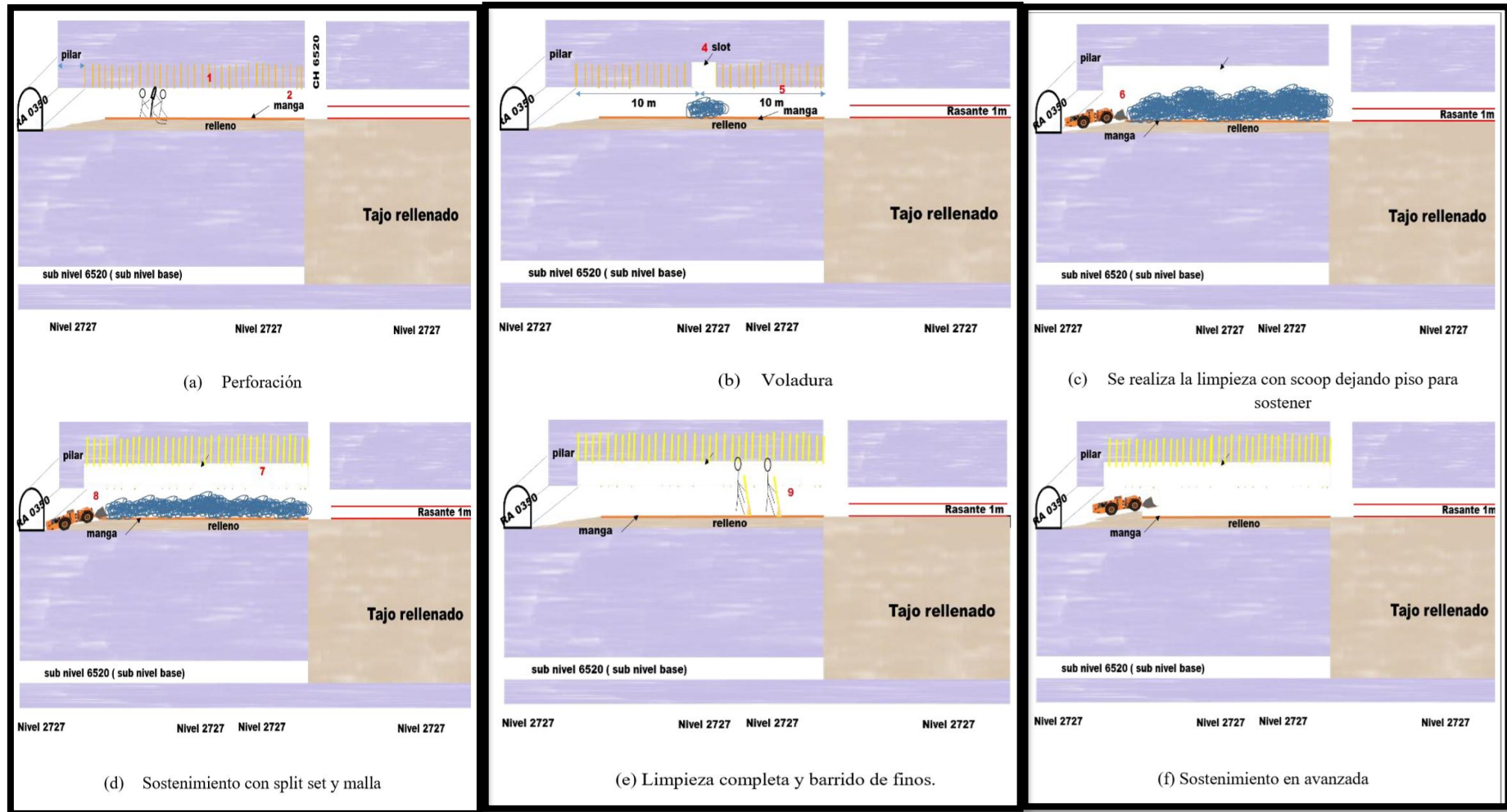
C. Costo de limpieza de mineral con Scoop TJ 6520 Nv 2760

Tabla 5. Detalles de las actividades en la explotación.

Detalle	Medida	Unidad
Potencia de veta	2.7	m
Longitud de perforación	2.2	m
Longitud del corte	5	m
Volumen	29.7	m3
Peso	84.645	tn
Capacidad de cuchara	1.7	tn
N° de cucharas	50	cucharas
Tiempo ciclo	0.08	horas
Tiempo limpieza	4.16	horas
	2	guardia
Rendimiento	20.31	tn/horas
	42.32	tn/guardia
Costo alquiler equipo	S/ 259.68	soles/hora
Ganancia	S/ 1,082.00	soles/corte

Fuente: Elaboración propia

Figura 31. Secuencia de minado del tajo 6520 nivel 2760.



Fuente: Elaborado por el autor (2019)

D. Costo de Relleno Detrítico con Scoop

Tabla 6. Detalles de las actividades en el relleno.

Detalle	Medida	Unidad
Ancho de labor	2.70	m
Altura del relleno	1.00	m
Longitud del corte	50.00	m
Volumen	135.00	m3
Peso	364.50	tn
Capacidad de cuchara	1.70	tn
Nº de cucharas	214	cucharas
Tiempo ciclo	0.10	horas
Tiempo limpieza	21.40	horas
	6	guardia
Rendimiento	17.03	tn/horas
	60.75	tn/guardia
Costo alquiler equipo	259.68	soles/hora
Ganancia	5,557.15	soles/corte
Costo relleno detrítico	31.28	soles/m3
Ganancia	4,222.80	soles/m3
Total	s/ 9,779.95	

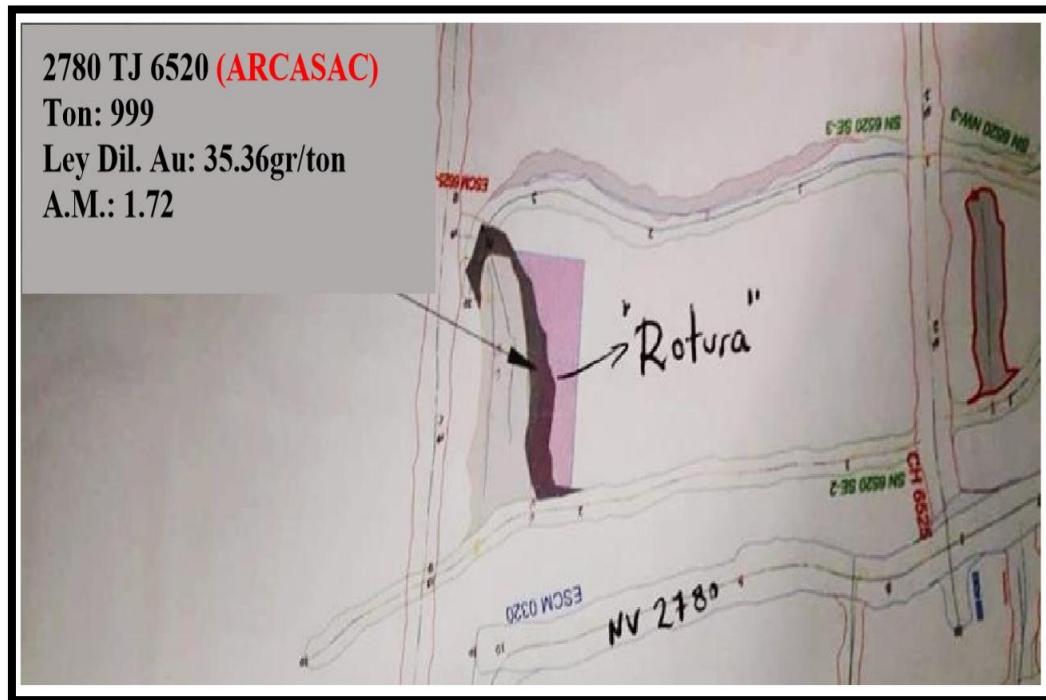
Fuente: Elaboración propia

5.1.2. Long Wall y sus Variantes

5.1.2.1. Long Wall con Perforación y Voladura Masiva

- Este método se aplica en el TJ 6520 - NV 2780

Figura 32. Detalle del plano con voladura masiva



Fuente: (Área de ingeniería de ARCASAC).

A. Característica del Método

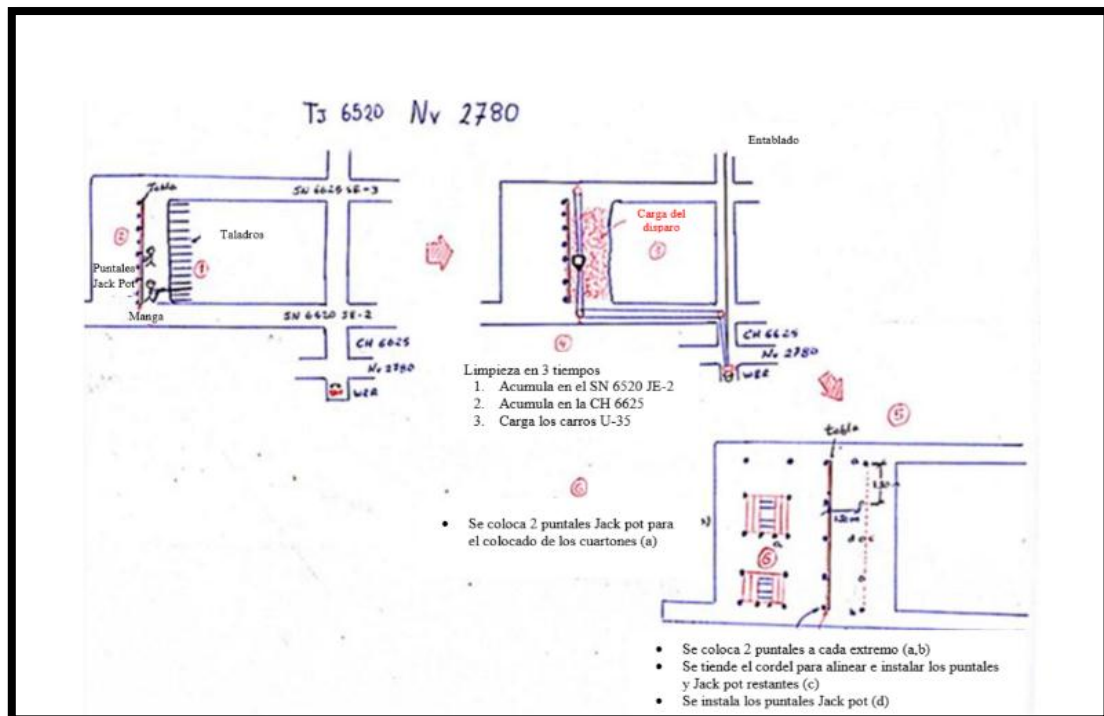
- Buzamiento, igual mayor a 20° y menor igual 40° de inclinación.
- Características físico - mecánicas del mineral y roca de caja relativamente mala a regular (roca incompetente).
- Potencia de veta moderada, de 0.80 m hasta 4 m.

B. Secuencia de Minado

1. Acumulación de taladros en todo el corte (6 pies).
2. Se entabla los puntales con manga de ventilación (recuperada).
3. Voladura masiva del corte.

4. Limpieza de mineral en 3 tiempos.
5. Sostenimiento con puntales Jack pot (Se coloca dos puntales a cada extremo y después se tiende el cordel para alinear e instalar los puntales faltantes).
6. Sostenimiento con wook pack (se coloca dos puntales Jack pot para el colocado de los cuartones y la plancha a $\frac{3}{4}$ de la altura del wook pack).

Figura 33. Secuencia de minado con voladura masiva.



Fuente: (Área de ingeniería de ARCASAC).

➤ Costo de Limpieza de Mineral con Winche

Tabla 7. Detalles de las actividades en la explotación con winche con voladura masiva.

Detalle	Medida	Unidad
Potencia de veta	0.80	m
Longitud de perforación	1.50	m
Longitud del corte	2.00	m

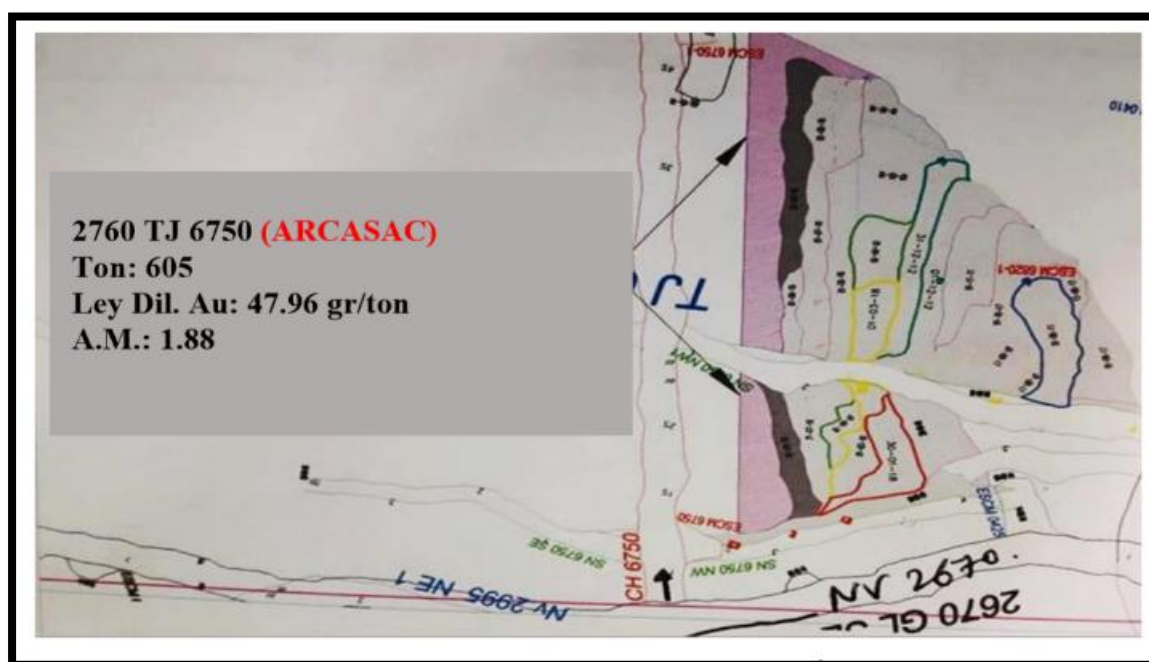
Volumen	2.40	m3
Peso	6.84	TN
Capacidad de cuchara	0.20	TN
N° de cucharas	34	cucharas
Tiempo ciclo	0.04	horas
Tiempo limpieza	1.25	horas
	1	guardia
Rendimiento	5.49	tn/horas
	6.84	tn/guardia
Rotura (pot ≥ 0.80 Bz > 45) Equipo	S/ 205.30	soles/hora
Ganancia	S/ 492.72	soles/corte

Fuente: Elaboración propia

5.1.2.2. Long Wall con Perforación y Voladura en Breasting

- Este método se aplica en el TJ 6750 - NV 2670.

Figura 34. Detalle del plano con voladura en breasting.



Fuente: (Área de ingeniería de ARCASAC).

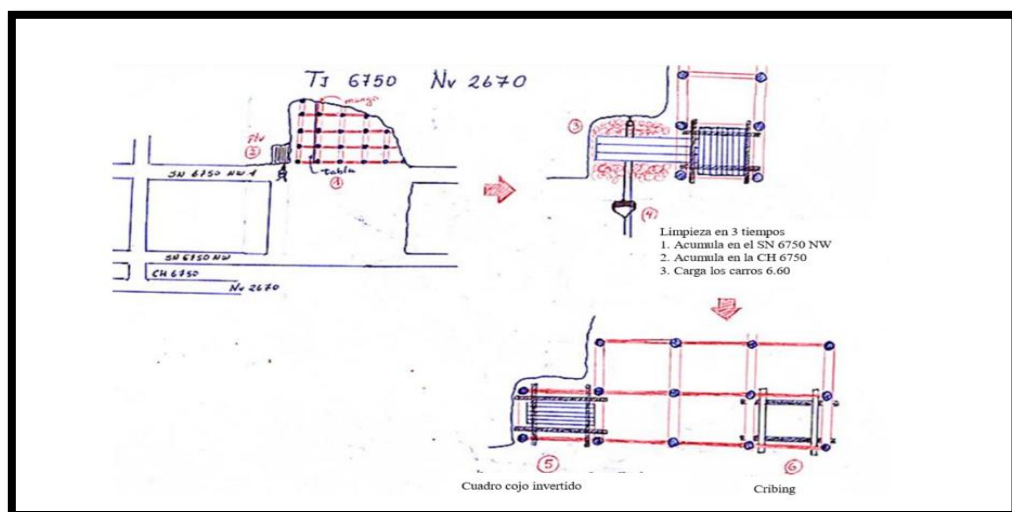
A. Característica del Método

- Buzamiento, igual mayor a 20° y menor igual 40° de inclinación.
- Características físico - mecánicas del mineral y roca de caja relativamente mala a regular (roca incompetente).
- Potencia de veta moderada, mayor igual a 0.80 m.

B. Secuencia de Minado

1. Se entabla horizontalmente todo el canal anterior con su respectiva manga de ventilación.
2. P/V en breasting (6 pies).
3. Se coloca guarda cabeza de cuadro a lado.
4. Limpieza de mineral en 3 tiempos.
5. Sostenimiento con cuadro cojo invertido (Se pica 2 patillas para armado del cuadro cojo con todos sus elementos)
6. Sostenimiento con cribbing (se coloca los puntales destajando ambas puntas para que el armado del castillo no se mueva).

Figura 35. Secuencia de minado con voladura en breasting



Fuente: (Área de ingeniería de ARCASAC).

➤ **Costo de limpieza de mineral con Winche TJ 6750 Nv. 2670**

Tabla 8. Detalles de las actividades en la explotación con winche en breasting.

Detalle	Medida	Unidad
Potencia de veta	0.80	m
Longitud de perforación	1.50	m
Longitud del corte	2.00	m
Volumen	2.40	m3
Peso	6.84	TN
Capacidad de cuchara	0.20	TN
N° de cucharas	34	cucharas
Tiempo ciclo	0.04	horas
Tiempo limpieza	1.25	horas
	1	guardia
Rendimiento	5.49	tn/horas
	6.84	tn/guardia
Rotura (pot >= 0.80 Bz > 45) Equipo	S/ 205.30	soles/hora
Ganancia	S/ 492.72	soles/corte

Fuente: Elaboración propia

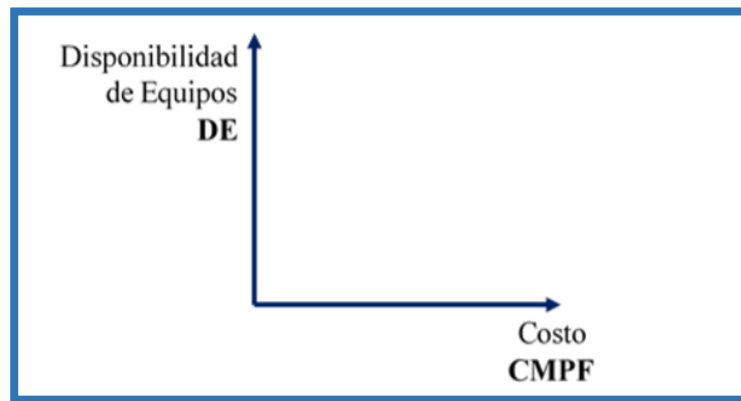
6. CAPITULO VI: DISPONIBILIDAD DE EQUIPOS

6.1. Disponibilidad de Equipos

Disponibilidad de Equipos: El factor de disponibilidad de un equipo o sistema es una medida que nos indica cuánto tiempo está disponible ese equipo o sistema operativo respecto de la duración total durante la que se hubiese deseado que funcionase. Típicamente se expresa en porcentaje. Según una presentación de (Sandvick, 2013, pág. 13), en la minería subterránea peruana, la mayoría de las minas controlan la gestión del servicio de mantenimiento mediante los indicadores:

- Disponibilidad del equipo (DE)
- Control de costos INDICES

Figura 36. Variables de la medición de costos y la disponibilidad



Fuente: (Sandvick, 2013, pág. 13)

6.1.1. Disponibilidad mecánica

- Disponibilidad mecánica

$$DM = \frac{H_{TOTALES} - (H_{INSP} + H_{M.PROG} + H_{REP CTVO})}{H_{TOTALES}}$$

- % de utilización

$$\%UT = \frac{\text{Horas de Trabajo}}{H_{TOTALES} - (H_{INSP} + H_{M.PROG} + H_{REP CTVO})}$$

- Tiempo medio entre fallas

$$MTBF = \frac{\text{Horas de Trabajo}}{N^{\circ} \text{ de Fallas}}$$

- Tiempo medio por reparación

$$MTTR = \frac{\text{Horas de Reparación}}{N^{\circ} \text{ de Fallas}}$$

Capacidades

Capacidad de carga	2,722 kg	6,000 libras
Fuerza desarrollada de levantamiento hidráulico	6,043 kg	13,322 libras
Fuerza desarrollada de inclinación hidráulica	5,372 kg	11,844 libras
Fuerza desarrollada SAE	4,735 kg	10,441 libras
Carga de inclinación estática SAE	9,662 kg	21,301 libras
Cucharón	1.2 m ³	1.5 yardas ³

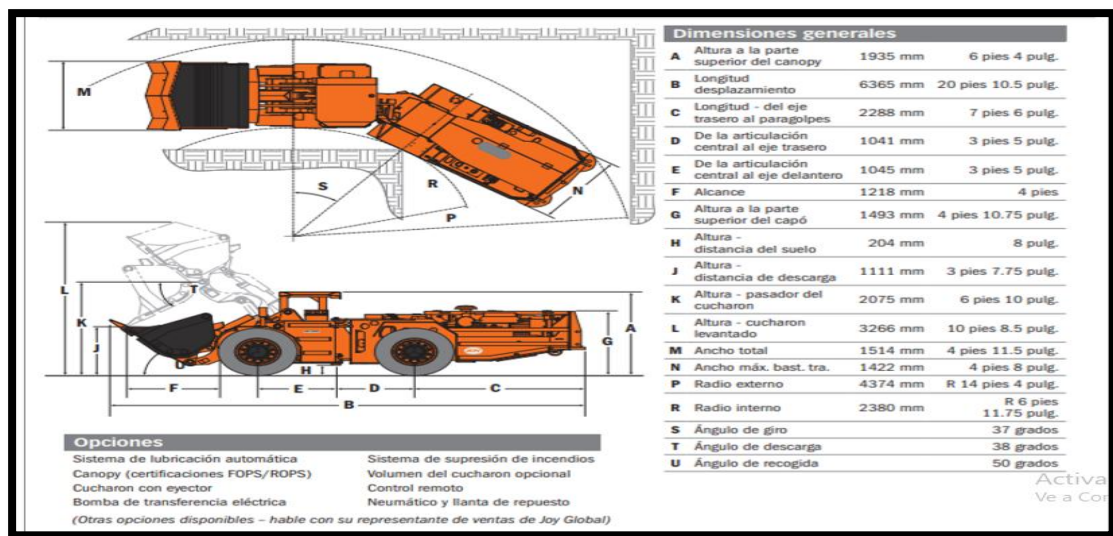
Pesos

Peso operativo	9,570 kg	21,095 libras
Peso total cargado	12,290 kg	27,095 libras
Peso por eje sin carga		
Eje delantero	3,983 kg	8,777 libras
Eje trasero	5,587 kg	12,318 libras
Peso por eje con carga		
Eje delantero	8,171 kg	18,015 libras
Eje trasero	4,119 kg	9,080 libras

Tren motriz

Motor diésel	Cummins QSB 3.3
Salida	74 kW (99 hp) a 2200 rpm
General	
Filtración de aire	Donaldson (tipo seco)
Sistema de escape	Doc
Capacidad del tanque de combustible	140 litros 37 gal. EE. UU.
Convertidores	Serie Dana C270
Transmisión	Serie Dana T20000
Cambios de velocidad	Caja automática con modulación
Velocidades	3 de avance / 3 de retroceso (bloqueo opcional)
Ejes	
Delantero y trasero	Dana163
Diferencial	Sin giro
Frenos	Aplicación hidráulica
Ángulo de oscilación	+/- 7 grados
Neumáticos	Bias L5S
Tamaño	9.50 x 20

6.1.2. Maquinaria



6.3. Resumen de Horas Equipo

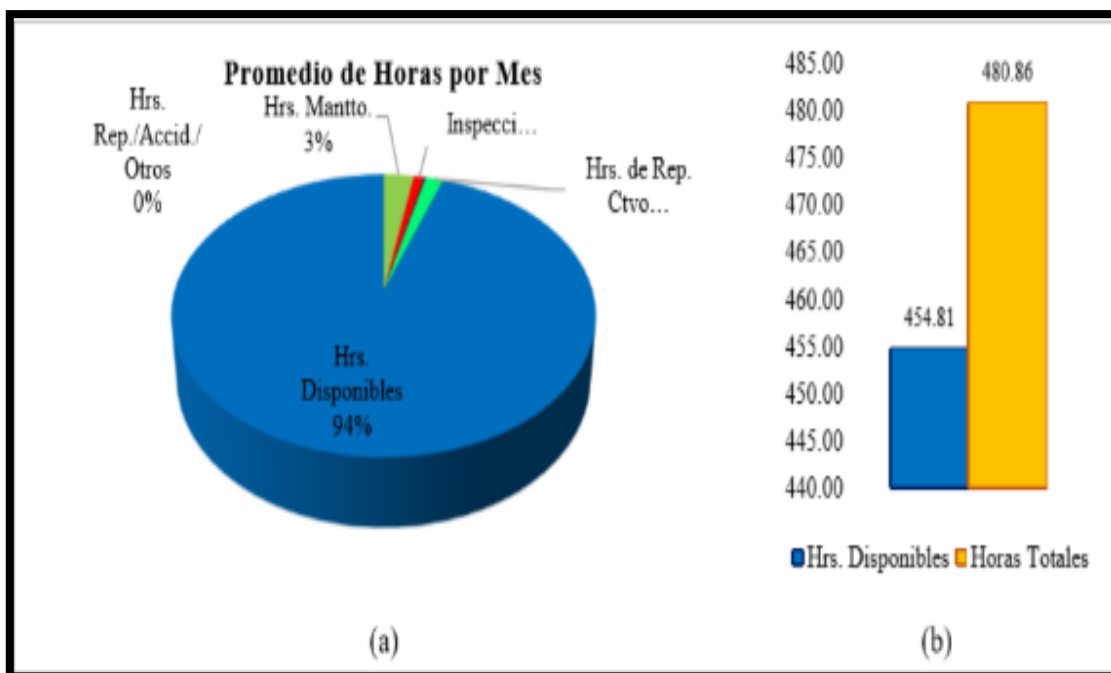
Tabla 9. Resumen promedio en horas de la disponibilidad del equipo.

Descripción	Promedio por Mes (Hr.)	%
Horas Totales	480.86	100.00%
Hrs. Mantto.	13.19	2.74%
Inspección	4.62	0.96%
Hrs. Rep./Accid./ Otros	0.57	0.12%
Hrs. de Rep. Ctvo.	7.66	1.59%
Hrs. Disponibles	454.81	94.58%
Hrs. Stanby	156.65	32.58%
Hrs. Trab. Real	257	53.54%
Nº Fallas	7.86	1.63%

Fuente: Elaboración propia

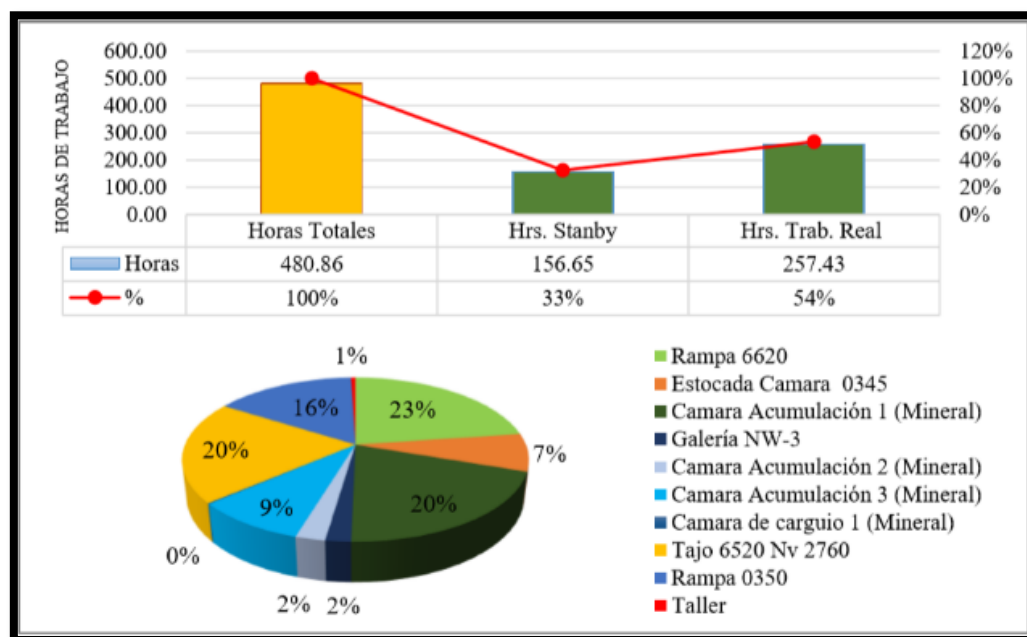
Estos datos son un promedio del abril – octubre, en los cuales se empieza a trabajar a pleno con el equipo, según los datos analizados este equipo tiene un nivel de confiabilidad mayor al 90% en cuanto a pérdidas de tiempo por fallas, lo cual nos garantiza que vamos a tener un buen desempeño en campo, pero también podemos apreciar en la tabla 9 – figura 37, que disponemos de un total de 480 horas mensuales promedio, las cuales están distribuidas para las actividades diversas dentro del tajo y mantenimientos, de las horas totales las horas disponibles nos suman un 94% descontando todas las horas de inspecciones y mantenimiento, los cuales suman un 6%. Ahora bien, en la figura 38 podemos ver que del total de horas destinadas solo el 54% se hace efectivo dentro de los trabajos productivos otro 33% el equipo se encuentra en stand by para los trabajos del tajo, siendo destinado en estas horas a realizar actividades diversas como pueden ser el traspaso de mineral a los ore pass evitando así, sacarlo con carros U-35 y locomotora. Con el uso del scoop se logra cubrir muchas fallencias sumado a las cámaras de almacenamiento temporal podemos cumplir tanto con el programa de avances como con el tajeo, cubriendo así con lo planificado por el área de ingeniería de Compañía Minera Poderosa. En métodos de corte y relleno que usa equipos, se tiene que buscar la versatilidad y así dar mayor volumen y/o mejorar la funcionalidad de la operación como es nuestro caso, de tal manera que los equipos no paren de manera innecesaria, es por ello que el diseño debe contemplar cambios no solo a nivel de maquinaria sino dentro del proceso productivo.

Figura 37. (a) Distribución de las horas totales. (b) Horas disponibles para ejecutar una actividad.



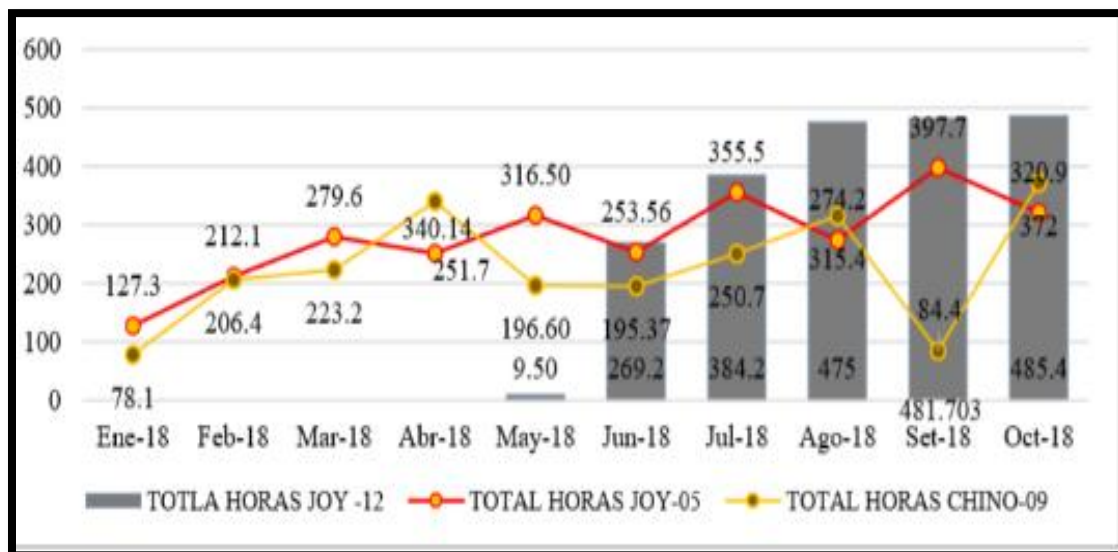
Fuente: Elaborado por el autor (2018)

Figura 38. Horas efectivas de trabajo dentro del tajo vs. las horas totales. Distribución horaria del Joy-05 en el tajo 6520.



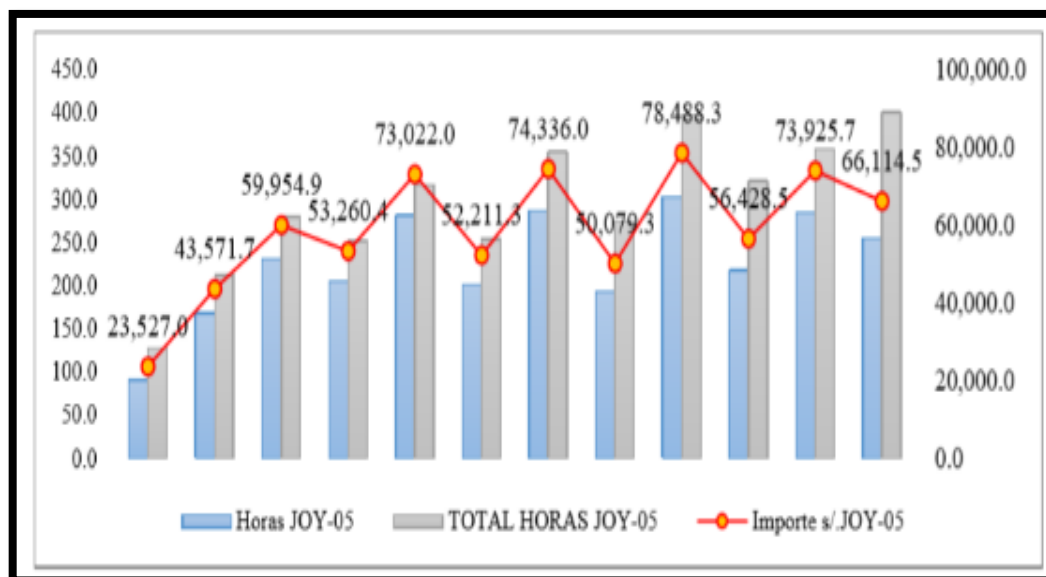
Fuente: Elaborado por el autor (2018)

Figura 39. Horas de utilización de los scoops.



Fuente: Elaborado por el autor (2018)

Figura 40. Valorización del JOY Vs Horas de uso.



Fuente: Elaborado por el autor (2018)

Dentro del tajo se viene trabajando con el Scoop, en la figura 40 se puede ver cómo se van incrementando las horas de uso del equipo, alternando entre mes y mes con un índice menor de uso debido a labores de preparación que se tienen que dar dentro del tajo de explotación donde también se usa los equipos, de los tres equipos el que se usa más dentro de nuestra labor es el Joy-05, los demás equipos están destinados a trabajos de preparación (Rampas). También podemos apreciar que se hace uso del Joy-12, a mitad de años y este tiene una mayor utilización, esto se da debido a que está destinado a labores de avance, preparación y pases de mineral a los ore pass, mientras que el Joy-05 hace pases de mineral solo si la situación lo amerita (bajo nivel de producción) y se debe cumplir con un tonelaje, de no darse se destina a los frentes de avance. Tanto en la figura 40 como en la figura 41 podemos apreciar cómo va alternando la eficiencia del equipo, teniendo un mes más productivo que el siguiente, debido a las labores de preparación que se realizan dentro del tajo lo que no hace que el equipo sea aprovechado para el tajeo de manera eficiente. El gasto promedio por mes del Joy-05 como se ve en la figura 42 a un ritmo de producción constante de aproximadamente 60 mil soles con 480 horas al mes de uso, según tabla 9, con un aprovechamiento diario de 16 horas por día, de las cuales 6 horas están destinadas al tajo de estudio nivel 2760 y las demás como apoyo a las demás actividades, mejorando el ciclo y nuestros niveles de rotura de mineral como se verá más adelante, el objetivo los equipos, al ser terceros dedicados a la explotación, es aprovechar eficientemente los mismos. Para poder entregar más volumen es conveniente tener una buena preparación, que es precisamente a donde están destinados nuestros equipos ahora, alternando con la producción del tajo, como se analizó

en la teoría, este método requiere una buena preparación, pero debemos hacerlo sin comprometer nuestros niveles productivos actuales.

7. CAPITULO VII: ANALISIS PRODUCTIVO ECONOMICO

7.1. Análisis Productivo Económico

7.1.1. Costos de Métodos de Explotación

Se realizó un análisis comparativo, respecto al costó por tonelada de material extraído de interior mina a superficie, incluyendo sus actividades complementarias, para determinar que el método de explotación Corte y Relleno Ascendente Semimecanizado tiene un menor costo a diferencia del Método de explotación Long Wall que tiene un costo elevado.

A) Costo de Método Corte y Relleno Ascendente Semimecanizado

COSTO METODO DE EXPLOTACION CORTE Y RELLENO ASCENDENTE SEMIMECANIZADO				
Potencia de veta:	1.2 m	Volumen	132 m3	
Long. Perf	2.2 m	Toneladas	376.2 tn	
Long. Cort	50 m	Rendimiento del scoop	9.29 tn/hr tn/hr	
		Densidad	2.85	
	UND.	CANT.	PU	S/TM
Precio de 1TM O M3 de rotura de mineral:	m3	1	246	86.32
Limpieza :	S/hr		259	
Extracion:	S/tm		50	50.00
Precio de sostenimiento:				
Precio perno	sost/ 1t	250	95.58	63.52
Costo de total de pernos			23895	
Sostenimiento con wood pack:			2678.95	42.73
Cantidad de wood pack		6	16073.7	
Costo: S/TM				242.56

B) Costo de Método de Explotación Long Wall por tonelada

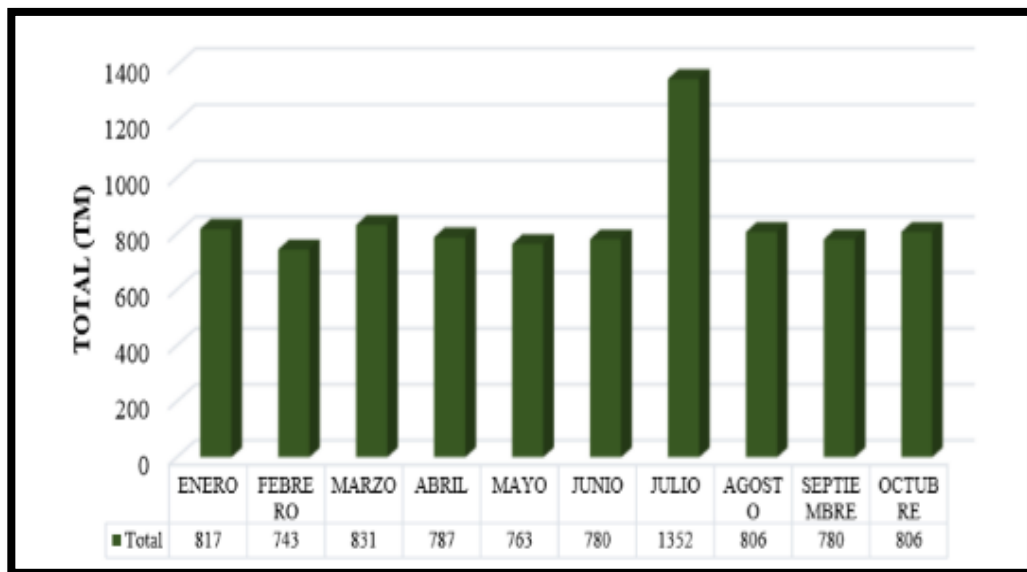
COSTO DE METODO DE EXPLOTACION LONG WALL				
Potencia de veta:	1.2	tn/hr	Volumen	2.4 m3
Long. Perf	0.8	m	Toneladas	6.8 tn
Long. Cort	1.5	m	Rendimiento del wer	5.5 tn/hr
Taladros disparados:	2	m	N° de Cortes 3	21 tn
			Densidad	2.9
	UND.	PU	S/TM	
Precio de rotura de mineral + limpieza wer:	S/m3	256	89.82	
Costo de sostenimiento				
Precio de cuadro :	unid	956	139.83	
precio del anillado :	unid	879	42.84	
Extraccion :2727	S/TM	25		
Extraccion :2760	S/TM	25	50.00	
Costo: S/TM				322.49

➤ TAJO 6520 NV 2760

Este análisis de datos se hace con los datos de producción obtenidos hasta el mes de octubre, que es el punto de inflexión entre la producción alcanzada el año anterior, lo cual nos da una noción de la representatividad del tajo dentro de la operación, para ello se hará la evaluación del tajo y luego se procederá a disgregar y ver la representatividad dentro del conjunto del tajo 6520 y a su vez un comparativo con los niveles históricos.

de producción, con lo cual tendremos claro la magnitud en la que impacta el uso de la maquinaria en la producción y por lo tanto, en la valorización final hecha por la empresa.

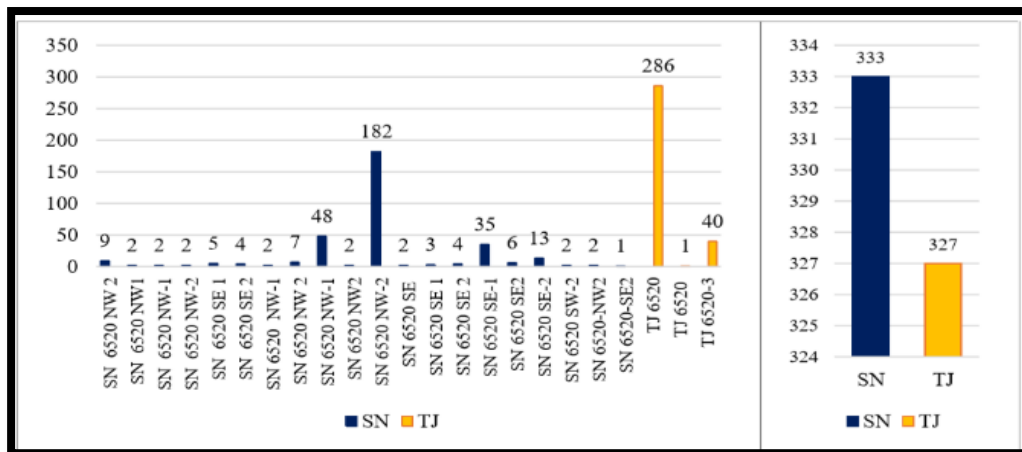
Figura 41. Producción mensual del nivel 2760.



Fuente: Costos ARCASAC. Elaboración propia (2019)

Por lo que hemos visto en el figura 41 el mes de Julio se produce una mayor cantidad, esto debido a que se tenía labores preparadas y como se puede ver en el grafico 3 se ingresa un nuevo equipo a las labores de producción, que luego serán destinados a diferentes frentes de desarrollo, no se puede tener todos los equipos en un solo tajo se necesita hacer una distribución óptima para lograr la mayor productividad independiente de la denominación que se le dé a la explotación como aclararemos en el siguiente gráfico, para no confundir los niveles de extracción por tipo de labor.

Figura 42. Cuadro resumen de producción del tajo 6520 (tajeo y subnivel).

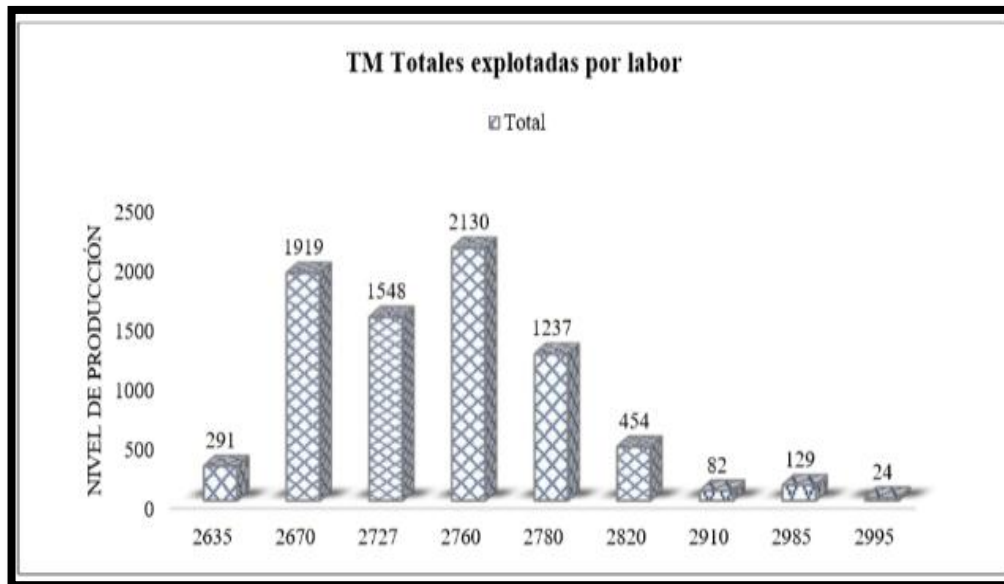


Fuente: Elaboración propia (2019)

Por lo que se puede apreciar en la figura 42, vemos como hay una enorme variación entre el tajeo propiamente dicho y la ejecución de subniveles, lo cual no es así, la razón por la que se muestra de esta manera es netamente por motivos estratégicos dentro del tajo. Cuando se está ejecutando el trabajo dentro del tajo, y cuando nos quedamos sin piso como se detalló anteriormente, se procede a hacer la apertura lateral en breasting, lo que se toma como si fuese un subnivel, tomando esto como referencia podemos darnos cuenta que el tajeo no es tan efectivo por lo que esto retrasa la operación con los equipos parados, lo que se corrobora con la disponibilidad mecánica del mismo. Cabe aclarar que antes de empezar la explotación del tajo este estaba preparado para un tajeo convencional sobre lo cual se hizo la ampliación necesaria para los scoops, lo que ahora se hace es la comunicación mediante rampas para subir los equipos, dentro del tajo y a su vez extrayendo mineral, excepto algunas rampas de mayor magnitud que se hacen en material estéril para alcanzar o ubicar mayor tonelaje, dicho esto la denominación de

subnivel en la figura 42 obedece a fines prácticos y contabilizar las aperturas en breasting de nuestro tajo.

Figura 43. Cuadro resumen de producción total del tajo 6520 por nivel hasta octubre 2018



Fuente: Elaboración propia (2019)

Dentro del tajo 6520 existen diferentes frentes de explotación como los que podemos ver en la figura 43, pero de todos ellos la más representativa viene siendo la 2760, que es el lugar de aplicación de nuestro estudio, a continuación, detallamos los demás niveles y las actividades que se vienen realizando en cada uno de ellos, todos dentro del tajo 6520, que aportaran a valorización final.

- 2780 Corte y Relleno semi-mecanizado (un scoop)
- 2760 Corte y Relleno semi-mecanizado (un scoops)
- 2727 Corte y Relleno convencional
- 2670 Convencional + un scoop (2760) en desarrollo
- 2780 Convencional (en preparación)

- 2820 Galería con pala convencional

Dentro del tajo tenemos el nivel 2760 donde se realizan diferentes actividades, estas a su vez aumentarían los niveles de producción como por ejemplo hacer una rampa en veta, ayudaría en el desarrollo, agilizaría el proceso y nos daría producción.

7.2. Cumplimiento del Programa

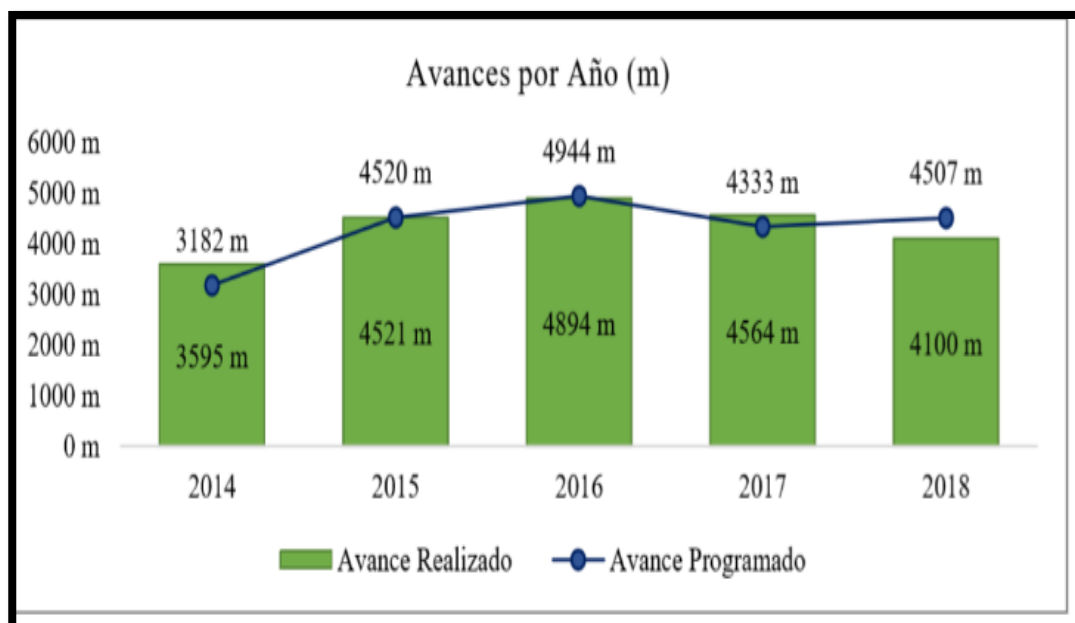
Una vez efectuado el análisis de las diferentes etapas del sistema productivo, tenemos que recurrir al histórico para determinar si a nivel global hemos mejorado y en cuanto es nuestro aporte dentro del proceso de minado, y para ello no solo debe analizarse la producción sino también los avances y desarrollos de la mina, ya que de una buena preparación dependerá que estos equipos tengan frentes de trabajo disponible. Estos análisis corresponden a compararlos con las metas propuestas por Compañía Minera Poderosa año a año, y ver el porcentaje de cumplimiento que hemos tenido, como primer punto se hace la evaluación de los avances, que como vemos hasta la fecha del estudio ha disminuido y se prevé que a término de año culminara así, esto debido principalmente al tiempo que se le debe destinar a realizar la explotación, consumiendo la mayor cantidad de esfuerzos por el dinamismo alcanzado por el uso de maquinaria.

Tabla 10. Resumen de avances ECM ARCA S.A.C.

AÑO	Avance Programado	Avance Realizado	Rotura Programado	Rotura Realizado	Rotura Programado	Rotura Realizado
2014	3182 m	3595 m	8673 m³	4268 m³	31240 TM	32808 TM
2015	4520 m	4521 m	8682 m³	5787 m³	25541 TM	20933 TM
2016	4944 m	4894 m	6420 m³	3649 m³	18888 TM	11318 TM
2017	4333 m	4564 m	13438 m³	5444 m³	39532 TM	19054 TM
2018	4507 m	4100 m	10168 m³	9185 m³	43656 TM	64895 TM

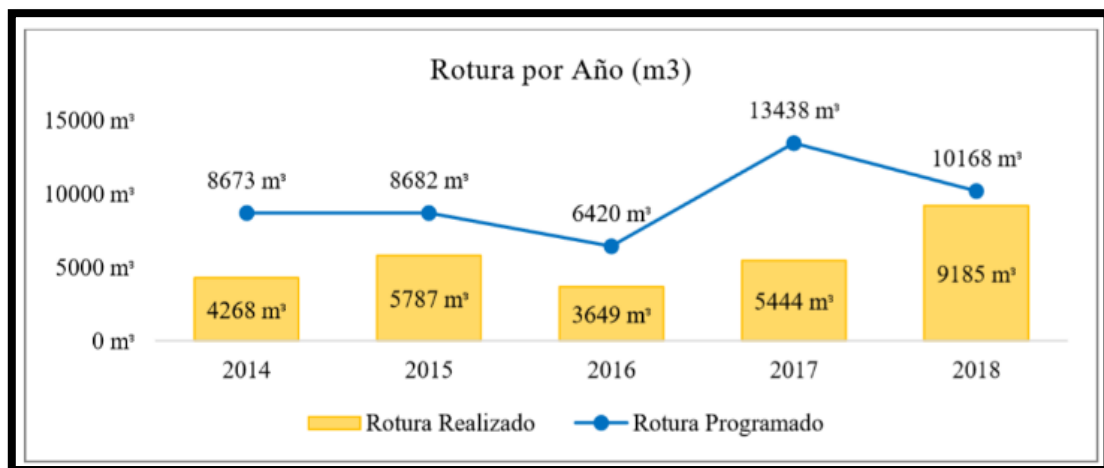
Fuente: Elaboración propia

Figura 44. Comparativo de avances (verticales y horizontales) medidos por año.



Fuente: Elaboración propia (2019)

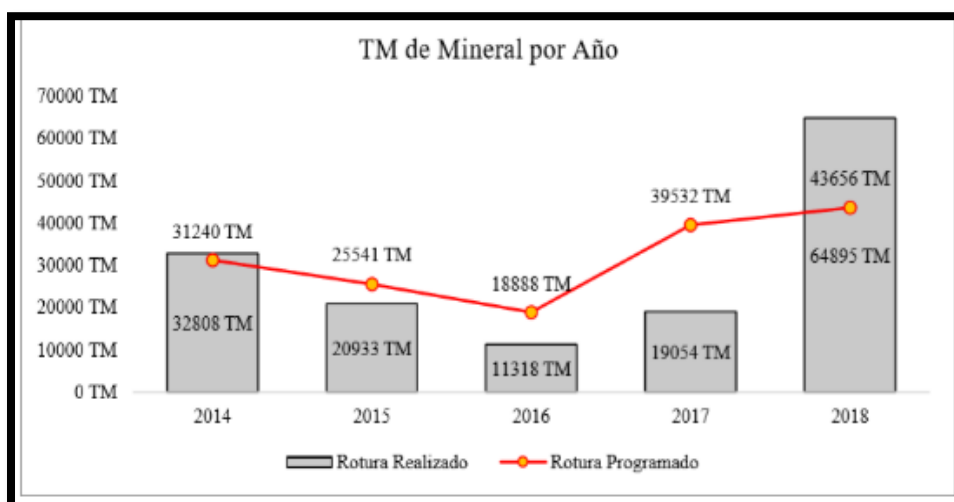
Figura 45. Comparativo de rotura medido por año.



Fuente: Elaboración propia (2019)

En la figura 45 podemos ver que, en el año 2017 bajo el método convencional en todas las operaciones, se había planificado lograr una rotura de mineral mucho mayor, lo que no se logró, de tal manera que se optó por hacer uso de equipos y mecanizar este proceso, estableciéndose así metas más realistas para este año, pero estando aún por debajo de lo planificado, pero en mínimos.

Figura 46. Comparativo toneladas extraídas de mineral.



Fuente: Elaboración propia (2019)

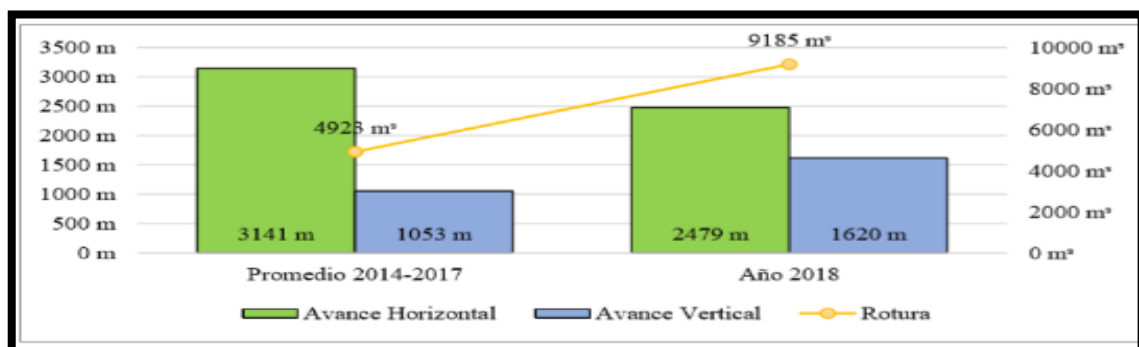
En cuanto a las toneladas métricas extraídas bajo una densidad promedio de material de 2.83 g/cm³ podemos verificar que estamos muy por encima de lo planificado (material valioso extraído), es decir trabajos netamente en el tajo de explotación, dejando de lado los movimientos destinados a mover material estéril.

Tabla 11. Comparativo de los avances y rotura del 2018 con el promedio histórico.

Año	Avance Horizontal	Avance Vertical	Rotura
Promedio 2014-2017	3141 m	1053 m	4923 m ³
Año 2018	2479 m	1620 m	9185 m ³

Fuente: Elaboración propia

Figura 47. Comparativo del histórico vs 2018 (avances y rotura).



Fuente: Elaboración propia (2019)

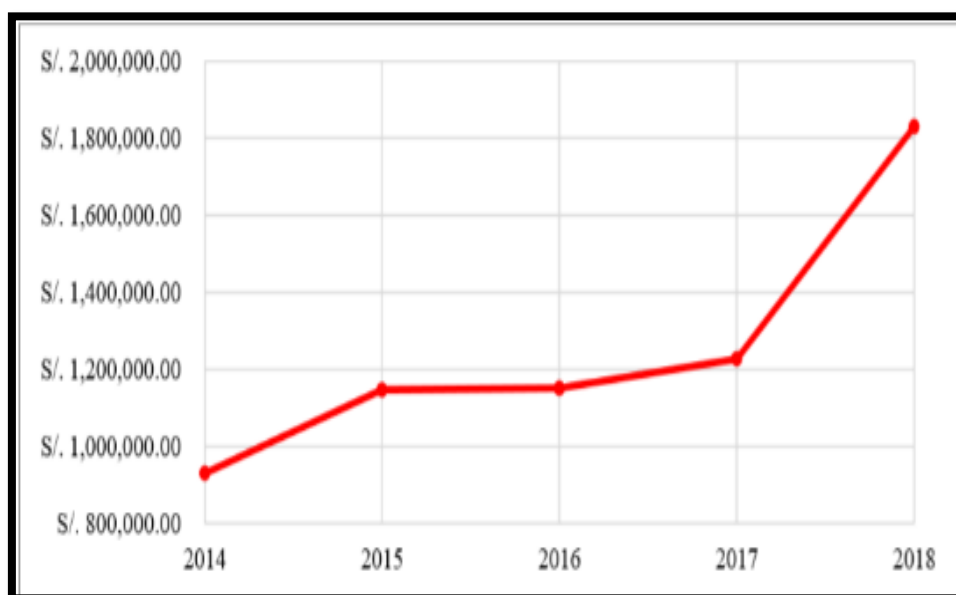
7.3. Valorizaciones

Las valorizaciones involucran todas las operaciones hechas por la empresa durante el año, al estar en la parte productiva no solo se factura lo referente a las toneladas movidas sino también el uso del equipo (Hr/máquina), sumado a las actividades de desarrollo, y preparación de bloques, nos da una magnitud de las operaciones y considerando que no se tiene más labores excepto la que

está en cuestión (TJ6520), se puede concluir el nivel de significancia que tiene producir más toneladas o agilizar el proceso haciendo uso de equipos más versátiles. Por lo que se compara con las ratios históricas y se ve que el 2018 se está logrando un aumento bastante significativo referente a los años anteriores generándose una ganancia adicional de 600 mil soles, lo que fácilmente justifica la compra de dos equipos (scoops) que a precio de mercado tienen un valor de 150 mil dólares.

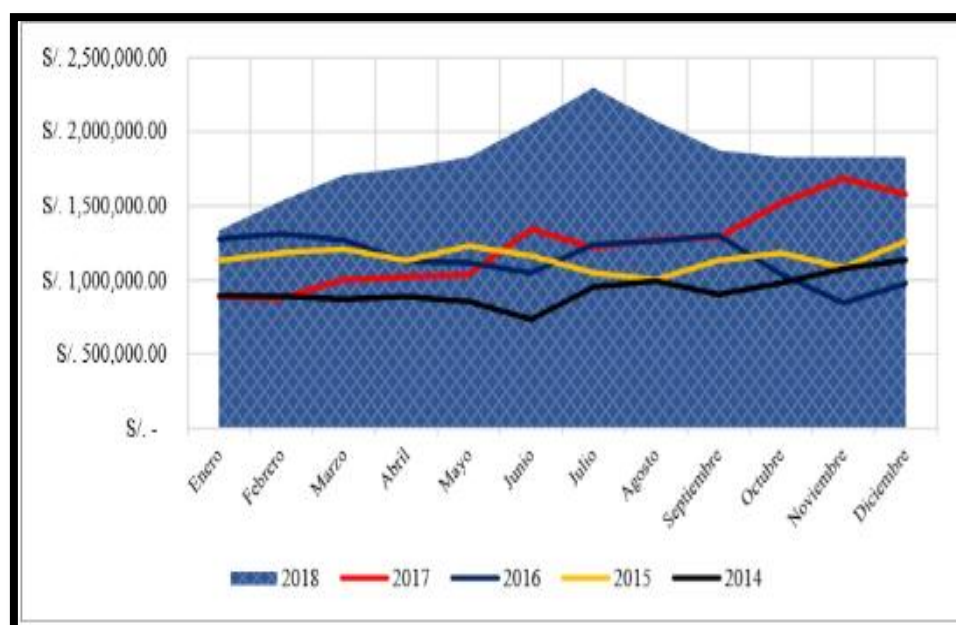
Por lo general se encuentra estandarizado los niveles de producción a lo largo del histórico, haciendo incluso un comparativo mes a mes como se ve en la figura 41, vemos que hay un pico en el mes de julio por el ingreso de un equipo adicional, esto refleja la magnitud de impacto que tiene sobre la valorización global, ya que esto agiliza tanto la operación que termina rápidamente con un tajo preparado, es aquí que se presenta el principal problema (la preparación) si esto no se cumple no se lograra usar adecuadamente los equipos. En junio se comunica la rampa Jany al nivel 2760 subiendo 3 scoop lo cual hace aprovechar de manera eficiente las labores. A partir de esta fecha y alcanzado el pico de producción se hizo una nueva distribución sobre los equipos, de tal manera que se cubra los niveles de apoyo en producción, así como en los avances.

Figura 48. Promedio de producción año 2018.



Fuente: Elaboración propia (2019)

Figura 49. Valorización promedio por años y mes.



Fuente: Elaboración propia (2019)

7.4. Conclusiones y Recomendaciones

7.4.1. Conclusiones

- ✓ La versatilidad de la semimecanización es eficiente, ya que el scoop en actividad en el tajo es de gran aporte para las actividades de limpieza, relleno, disminuyendo los tiempos de ciclo de minado.
- ✓ Se concluyó que la semimecanización del método, en el tajo 6520 cumplió con el programa asignado, superando la producción con 9 mil metros cúbicos de mineral el cual representa el 42 % en la producción de la empresa.
- ✓ El cambio de método de explotación, ha brindado para la empresa una fructuosa ganancia adicional de 600 mil soles anuales, a comparación de lo producido del año anterior empleando el método Long Wall.
- ✓ Se tiene que cambiar todo el método, el solo ingresar maquinaria por sí solo no llega a ser suficiente para alcanzar la eficiencia deseada, esto lo podemos ver gracias a la evaluación de disponibilidad de los equipos que nos está haciendo perder valiosas horas por no tener el tajo preparado para este fin.
- ✓ Debe hacerse valer los resultados del análisis geomecánica para la zona, y tener en cuenta los factores de dilución, para evitar paradas innecesarias por seguridad en mina, debido a las grandes cavidades expuestas que se generan al hacer una voladura masiva.

- ✓ La cancha de desmonte tendrá mayor vida útil, ya que la carga se quedará en interior mina para el relleno, y no será necesario evacuar la carga a superficie, de manera que la cancha de desmonte no podrá saturarse de carga.

7.4.2. Recomendaciones

- ✓ Una de las principales es el tema de perforación y voladura, este debe hacerse a lo largo de la dimensión del tajo y evitar hacer el breasting (salvo

recomendaciones de seguridad) ya que hacer un nivel, nos toma tiempo y el equipo tiene que esperar mucho tiempo para entrar a la actividad de producción.

✓ Se debe implementar una planta de relleno para las próximas operaciones, ya que será necesario para un piso de perforación, de manera que el relleno detrítico no afecte el ciclo de minado.

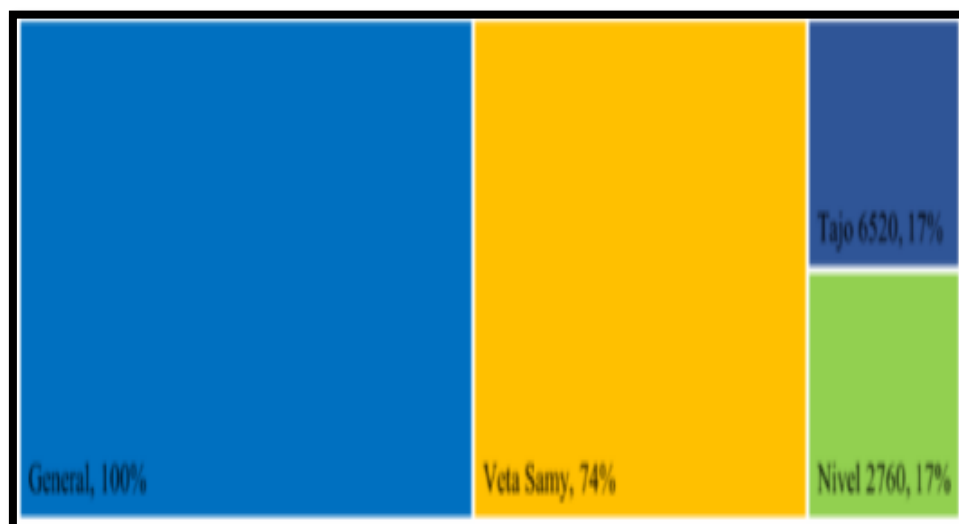
✓ Se debe considerar mejores condiciones para habilitar un área determinada con finalidad de almacenar mayor volumen de mineral.

✓ Se recomienda seguir con la implementación de maquinaria suficiente para alcanzar la eficiencia deseada, con la eficiente disponibilidad de equipos.

✓ Realizar un análisis concreto antes de la aplicación de otro método de explotación, ya que la condición del tajo debe ser adecuada para el desarrollo de la operación.

ANEXOS

Figura 50. Influencia de cada labor sobre el global de la producción de ARCASAC.



Fuente: Elaboración propia (2019)

Figura 51. Scoop JOY trabajando en relleno de material Tajo 6520 NV 2760.



Fuente: Elaboración propia Arcasac (2019)

Figura. 52 Scoop JOY trabajando en breasting (apertura de subnivel)
Tajo 6520.



Fuente: Elaboración propia Arcasac (2019)

Figura 53. Diseño de la malla de perforación en el frente de trabajo.



Fuente: Elaboración propia Arcasac (2019)

% DILUCION	
1	100
2	50
3	25
4	12.5
5	6.25
6	3.125
7	1.5625
8	0.78125
9	0.390625
10	0.1953125
11	0.09765625
12	0.048828125
13	0.0244140625
14	0.01220703125
15	0.006103515625
16	0.0030517578125
17	0.00152587890625
18	0.000762939453125
19	0.0003814697265625
20	0.00019073486328125
21	9.5367431640625E-05
22	4.76837158203125E-05
23	2.384185791015625E-05
24	1.1920928955078125E-05
25	5.9604644775390625E-06
26	2.980232238769531E-06
27	1.4901161193847656E-06
28	7.450580596923828E-07
29	3.725290298461914E-07
30	1.862645149230957E-07
31	9.313225746154785E-08
32	4.656612873077392E-08
33	2.328306436538696E-08
34	1.164153218269348E-08
35	5.82076609134674E-09
36	2.91038304567337E-09
37	1.455191522836685E-09
38	7.275957614183425E-10
39	3.637978807091712E-10
40	1.818989403545856E-10
41	9.09494701772928E-11
42	4.54747350886464E-11
43	2.27373675443232E-11
44	1.13686837721616E-11
45	5.6843418860808E-12
46	2.8421709430404E-12
47	1.4210854715202E-12
48	7.105427357601E-13
49	3.5527136788005E-13
50	1.77635683940025E-13
51	8.88178419700125E-14
52	4.440892098500625E-14
53	2.2204460492503125E-14
54	1.1102230246251562E-14
55	5.551115123125781E-15
56	2.7755575615628906E-15
57	1.3877787807814453E-15
58	6.938893903907226E-16
59	3.469446951953613E-16
60	1.7347234759768065E-16
61	8.673617379884032E-17
62	4.336808689942016E-17
63	2.168404344971008E-17
64	1.084202172485504E-17
65	5.42101086242752E-18
66	2.71050543121376E-18
67	1.35525271560688E-18
68	6.7762635780344E-19
69	3.3881317890172E-19
70	1.6940658945086E-19
71	8.470329472543E-20
72	4.2351647362715E-20
73	2.11758236813575E-20
74	1.058791184067875E-20
75	5.293955920339375E-21
76	2.6469779601696875E-21
77	1.3234889800848438E-21
78	6.617444900424219E-22
79	3.3087224502121095E-22
80	1.6543612251060547E-22
81	8.271806125530274E-23
82	4.135903062765137E-23
83	2.0679515313825685E-23
84	1.0339757656912842E-23
85	5.169878828456421E-24
86	2.5849394142282105E-24
87	1.2924697071141052E-24
88	6.462348535570526E-25
89	3.231174267785263E-25
90	1.6155871338926315E-25
91	8.077935669463157E-26
92	4.038967834731579E-26
93	2.0194839173657895E-26
94	1.0097419586828947E-26
95	5.0487097934144735E-27
96	2.5243548967072367E-27
97	1.2621774483536184E-27
98	6.310887241768092E-28
99	3.155443620884046E-28
100	1.577721810442023E-28

POTENCIA DE ORE (METROS)

ANCHO DE LABOR (METROS)

	0.8	0.9	1	1.1	1.2	1.3	1.4	1.5	1.6	1.7	1.8	1.9	2	2.1	2.2	2.3	2.4	2.5	2.6	2.7	2.8	2.9	3	3.1	3.2	3.3	3.4	3.5	3.6	3.7	3.8	3.9	4
0.8	0%	13%	25%	38%	50%	62%	75%	88%	100%	113%	125%	138%	150%	163%	175%	188%	200%	213%	225%	238%	250%	263%	275%	288%	300%	313%	325%	338%	350%	363%	375%	388%	400%
0.9	0%	0%	18%	22%	33%	44%	56%	67%	78%	89%	100%	111%	122%	133%	144%	156%	167%	178%	189%	200%	211%	222%	233%	244%	256%	267%	278%	289%	300%	311%	322%	333%	344%
1			0%	30%	20%	30%	40%	50%	60%	70%	80%	90%	100%	110%	120%	130%	140%	150%	160%	170%	180%	190%	200%	210%	220%	230%	240%	250%	260%	270%	280%	290%	300%
1.1				0%	9%	38%	27%	36%	45%	55%	64%	73%	82%	91%	100%	109%	118%	127%	136%	145%	155%	164%	173%	182%	191%	200%	209%	218%	227%	236%	245%	255%	264%
1.2					0%	8%	17%	25%	33%	42%	50%	58%	67%	75%	83%	92%	100%	108%	117%	125%	133%	142%	150%	158%	167%	175%	183%	192%	200%	208%	217%	225%	233%
1.3						0%	8%	15%	23%	31%	38%	46%	54%	62%	69%	77%	85%	92%	100%	108%	115%	123%	131%	138%	146%	154%	162%	170%	178%	186%	192%	200%	208%
1.4							0%	7%	14%	21%	28%	36%	43%	50%	57%	64%	71%	79%	86%	93%	100%	107%	114%	121%	128%	135%	142%	150%	157%	164%	171%	178%	186%
1.5								0%	7%	13%	20%	27%	33%	40%	47%	53%	60%	67%	73%	80%	87%	93%	100%	107%	113%	120%	127%	133%	140%	147%	153%	160%	167%
1.6									0%	6%	13%	19%	25%	31%	38%	44%	50%	56%	63%	69%	75%	81%	88%	94%	100%	106%	112%	119%	125%	131%	138%	144%	150%
1.7										0%	6%	12%	18%	24%	29%	35%	41%	47%	53%	59%	65%	71%	76%	82%	88%	94%	100%	106%	112%	118%	124%	129%	135%
1.8											0%	6%	11%	17%	22%	28%	33%	39%	44%	50%	56%	61%	67%	72%	78%	83%	89%	94%	100%	106%	111%	117%	122%
1.9												0%	5%	11%	16%	21%	26%	32%	37%	42%	47%	53%	58%	63%	68%	74%	79%	84%	89%	95%	100%	105%	111%
2													0%	5%	10%	15%	20%	25%	30%	35%	40%	45%	50%	55%	60%	65%	70%	75%	80%	85%	90%	95%	100%
2.1														0%	5%	10%	14%	19%	24%	29%	33%	38%	43%	48%	52%	57%	62%	67%	71%	76%	81%	86%	90%
2.2															0%	5%	9%	14%	18%	23%	27%	32%	36%	41%	45%	50%	54%	59%	64%	68%	73%	77%	82%
2.3																0%	4%	9%	13%	17%	22%	26%	30%	35%	39%	43%	48%	52%	57%	61%	65%	70%	74%
2.4																	0%	4%	8%	13%	17%	21%	25%	29%	33%	38%	42%	46%	50%	54%	58%	63%	67%
2.5																		0%	4%	8%	12%	16%	20%	24%	28%	32%	36%	40%	44%	48%	52%	56%	60%
2.6																			0%	4%	8%	12%	16%	20%	23%	27%	31%	35%	38%	42%	46%	50%	54%
2.7																				0%	4%	7%	11%	15%	19%	22%	26%	30%	33%	37%	41%	44%	48%
2.8																					0%	4%	7%	11%	14%	18%	21%	25%	29%	32%	36%	39%	43%
2.9																						0%	3%	7%	10%	14%	17%	21%	24%	28%	31%	34%	38%
3																							0%	3%	7%	10%	13%	17%	20%	23%	27%	30%	33%
3.1																								0%	3%	6%	10%	13%	16%	19%	22%	25%	29%
3.2																									0%	3%	6%	9%	12%	15%	18%	21%	25%
3.3																										0%	3%	6%	9%	12%	15%	18%	21%
3.4																											0%	3%	6%	9%	12%	15%	18%
3.5																												0%	3%	6%	9%	12%	15%
3.6																													0%	3%	6%	9%	11%
3.7																														0%	3%	5%	8%
3.8																															0%	3%	5%
3.9																																0%	3%
4																																	0%

POTENCIA DE ORE (METROS)

ANCHO DE LABOR (METROS)

	0.8	0.9	1	1.1	1.2	1.3	1.4	1.5	1.6	1.7	1.8	1.9	2	2.1	2.2	2.3	2.4	2.5	2.6	2.7	2.8	2.9	3	3.1	3.2	3.3	3.4	3.5	3.6	3.7	3.8	3.9	4
0.8	0%	13%	25%	38%	50%	62%	75%	88%	100%	113%	125%	138%	150%	163%	175%	188%	200%	213%	225%	238%	250%	263%	275%	288%	300%	313%	325%	338%	350%	363%	375%	388%	400%
0.9	0%	0%	18%	22%	33%	44%	56%	67%	78%	89%	100%	111%	122%	133%	144%	156%	167%	178%	189%	200%	211%	222%	233%	244%	256%	267%	278%	289%	300%	311%	322%	333%	344%
1			0%	30%	20%	30%	40%	50%	60%	70%	80%	90%	100%	110%	120%	130%	140%	150%	160%	170%	180%	190%	200%	210%	220%	230%	240%	250%	260%	270%	280%	290%	300%
1.1				0%	9%	38%	27%	36%	45%	55%	64%	73%	82%	91%	100%	109%	118%	127%	136%	145%	155%	164%	173%	182%	191%	200%	209%	218%	227%	236%	245%	255%	264%
1.2					0%	8%	17%	25%	33%	42%	50%	58%	67%	75%	83%	92%	100%	108%	117%	125%	133%	142%	150%	158%	167%	175%	183%	192%	200%	208%	217%	225%	233%
1.3						0%	8%	15%	23%	31%	38%	46%	54%	62%	69%	77%	85%	92%	100%	108%	115%	123%	131%	138%	146%	154%	162%	170%	178%	186%	192%	200%	208%
1.4							0%	7%	14%	21%	28%	36%	43%	50%	57%	64%	71%	79%	86%	93%	100%	107%	114%	121%	128%	135%	142%	150%	157%	164%	171%	178%	186%
1.5								0%	7%	13%	20%	27%	33%	40%	47%	53%	60%	67%	73%	80%	87%	93%	100%	107%	113%	120%	127%	133%	140%	147%	153%	160%	167%
1.6									0%	6%	13%	19%	25%	31%	38%	44%	50%	56%	63%	69%	75%	81%	88%	94%	100%	106%	112%	119%	125%	131%	138%	144%	150%
1.7										0%	6%	12%	18%	24%	29%	35%	41%	47%	53%	59%	65%	71%	76%	82%	88%	94%	100%	106%	112%	118%	124%	129%	135%
1.8											0%	6%	11%	17%	22%	28%	33%	39%	44%	50%	56%	61%	67%	72%	78%	83%	89%	94%	100%	106%	111%	117%	122%
1.9												0%	5%	11%	16%	21%	26%	32%	37%	42%	47%	53%	58%	63%	68%	74%	79%	84%	89%	95%	100%	105%	111%
2													0%	5%	10%	15%	20%	25%	30%	35%	40%	45%	50%	55%	60%	65%	70%	75%	80%	85%	90%	95%	100%
2.1														0%	5%	10%	14%	19%	24%	29%	33%	38%	43%	48%	52%	57%	62%	67%	71%	76%	81%	86%	90%
2.2															0%	5%	9%	14%	18%	23%	27%	32%	36%	41%	45%	50%	54%	59%	64%	68%	73%	77%	82%
2.3																0%	4%	9%	13%	17%	22%	26%	30%	35%	39%	43%	48%	52%	57%	61%	65%	70%	74%
2.4																	0%	4%	8%	13%	17%	21%	25%	29%	33%	38%	42%	46%	50%	54%	58%	63%	67%
2.5																		0%	4%	8%	12%	16%	20%	24%	28%	32%	36%	40%	44%	48%	52%	56%	60%
2.6																			0%	4%	8%	12%	16%	20%	23%	27%	31%	35%	38%	42%	46%	50%	54%
2.7																				0%	4%	7%	11%	15%	19%	22%	26%	30%	33%	37%	41%	44%	48%
2.8																					0%	4%	7%	11%	14%	18%	21%	25%	29%	32%	36%	39%	43%
2.9																						0%	3%	7%	10%	14%	17%	21%	24%	28%	31%	34%	38%
3																							0%	3%	7%	10%	13%	17%	20%	23%	27%	30%	33%
3.1																								0%	3%	6%	10%	13%	16%	19%	22%	25%	29%
3.2																									0%	3%	6%	9%	12%</				

BIBLIOGRAFIA

Avendaño, M., Martin, R., & Pérez, R. (2012). Minería por taladros largos o Long Wall. (U. F. Santander, Ed.) Recuperado el 25 de 04 de 2018, de <https://es.scribd.com/doc/118230023/Tajo-Largo-Longwall-Mining>

Bautista Condori, J. (2017). Diseño y Planeamiento de Minado Subterráneo para Incrementar la Producción diaria de la Unidad Operativa Pallancata-Proyecto Pablo-Compañía Minera Ares S.A.C. Tesis presentada para optar el título profesional de Ingeniero de Minas, Universidad Nacional del Altiplano, Puno. Recuperado el 15 de 11 de 2018, de http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/4072/Bautista_Condori_Julio_Saraeen.pdf?sequence=1

Buendia Sulca, A. (2010). Incremento de la Productividad del Método de Corte y Relleno Ascendente Semi-mecanizado en Consorcio Minero Horizonte S.A. Tesis para optar por el título de Ingeniero de Minas, Universidad Nacional del centro del Perú, Huancayo. Recuperado el 15 de 11 de 2018, de <http://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/UNCP/3159/Buendia%20Sulca.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

Castillo Zegarra, M. (2018). Incremento de la producción Mediante el Método de Explotación Corte y Relleno Ascendente Semi-mecanizado en el tajo 767 - CIA Minera Caudalosa S.A. Tesis para optar al título profesional de Ingeniero de Minas, Universidad Nacional de Trujillo, Trujillo. Recuperado el 27 de 02 de 2019, de <http://dspace.unitru.edu.pe/bitstream/handle/UNITRU/11171/Catillo%20Zegarra%20Marvin.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

CIA minera Ares S.A.C. (05 de 06 de 2018). Corte Y Relleno Semimecanizado. Proyecto, Trujillo.

Crawford, J., & Hustrulid, W. (1979). Open Pit Mine Planing and Design. New York: AIME American Institute of Mining, Metalúrgical, and Petroleum Enginners.

Flores, G., & Karzulovic, A. (2002). Geotechnical Guidelines for a Transition from Open Pit to Underground Mining. Australia: Benchmarking Report, JKMRC. Geótecnica. (2003). Guías Geotécnicas para una Transición desde Rajo Abierto a Minería Subterránea - Caracterización

Geotécnica. La Serena - Chile: Primer Taller Geotécnico Interdivisional organizado por División Chuquicamata de Codelco.

GestioPolis. (10 de 09 de 2015). Corte y relleno cámaras y pilares: métodos de minería subterránea. Obtenido de <https://www.gestiopolis.com/corte-y-relleno-camarasy-pilares-metodos-de-mineria-subterranea/> Instituto Tecnológico GeoMinero de España. (1991). Manual de evaluación técnico economica de proyectos de inversión. España: Instituto Tecnológico GeoMinero de España.

Laura Lazo, H. (2015). Implementación del método corte y relleno ascendente semimecanizado para mejorar la productividad en Mina Julcani, Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. Tesis presentada para optar el título profesional de Ingeniero de Minas, Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo. Recuperado el 18 de 11 de 2018, de <http://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/UNCP/1347/2015%20%20tesis%20Laura%20ORIGINAL.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

Ortiz, C. (28 de 04 de 2018). Apuntes de curso de explotación de minas. Obtenido de Universidad de Chile Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas Departamento de Ingeniería de Minas.

QualiconLatam . (05 de 01 de 2015). Estrategias del Planeamiento Estratégico. Lima, Lima, Perú.

Ramírez Gómez, J. (2010). Aplicación del Método de Explotación Long Wall en Vetas auríferas angostas en la zona Patrick - Marsa. Tesis para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas, Universidad Nacional de Ingeniería , Lima. Recuperado el 2018 de 05 de 25, de Cybertesis: http://cybertesis.uni.edu.pe/bitstream/uni/1669/1/ramirez_gj.pdf Sandvick. (12 de 10 de 2013). Gestión de mantenimiento

Sandvik del Perú S.A. Recuperado el 12 de 01 de 2019, de slideshare: <https://es.slideshare.net/edgarvel/gestin-de-mantenimiento-sandvik-del-per-sa> UDA. (02 de 05 de 2002). Índice de Apuntes. Obtenido de Apuntes sobre Métodos de Explotación: <http://plata.uda.cl/minas/academicos/hmery/archivo.htm> UNAM. (05 de 06 de 2018). Métodos de Explotación. Obtenido de <https://es.scribd.com/doc/22497262/metodo-de-explotacion-corte-y-relleno> UNAM

Valencia, G. (2009). Método de corte y Relleno - Universidad Autónoma de México. (U. N. México, Ed.) Recuperado el 05 de 06 de 2018, de <https://es.scribd.com/doc/22497262/metodo-de-explotacion-corte-y-relleno> UNAM